

**МИНИСТЕРСТВО ПРОМЫШЛЕННОСТИ И СТРОИТЕЛЬСТВА
РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН**

**Утверждаю:
Директор ТОО «QAZAQ GRANIT»**

_____ **Г. Қали**

« ____ » _____ **2024г**

ПРОЕКТ
«План горных работ по добыче оловянно-вольфрамово-литиевых руд
на участке «Центральный» месторождения Карагайлыактас»
(ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА)
Заказ 06-2024/01

ТОМ 1
КНИГА 1

г. Алматы, 2024 год

Настоящий План горных работ по добыче оловянно-вольфрамово-литиевых руд на участке «Центральный» месторождения Карагайлыактас выполнен главными специалистами ТОО «QAZAQ GRANIT».

План горных работ разработан в соответствии с Инструкцией по составлению плана горных работ, утвержденной Приказом Министра по инвестициям и развитию Республики Казахстан от 18.01.2018 г. № 351.

При исполнении проектной документации руководствовались законодательными и иными нормативными правовыми актами, техническими регламентами, государственными и межгосударственными нормативами в области строительства и недропользования, действующими на территории Республики Казахстан.

Главный инженер
ТОО «QAZAQ GRANIT»



Мурат Т.

Ъ

СПИСОК ИСПОЛНИТЕЛЕЙ

Главный инженер
ТОО «QAZAQ GRANIT»



Мурат Т.

Главный геолог
ТОО «QAZAQ GRANIT»



Ерубает Б.А.

Горный инженер
ТОО «QAZAQ GRANIT»



Каженев Т. С.

СОСТАВ ПРОЕКТА

№ тома	№ книги	Наименование	Исполнитель
Том 1	Книга 1	Пояснительная записка проекта План горных работ по добыче оловянно-вольфрамово-литиевых руд на участке «Цен-тральный» месторождения Карагайлыактас	TOO «QAZAQ GRANIT»
	Книга 2	Графические приложения к пояснительной записке проекта «План горных работ»	
Том 2	Книга 1	Пояснительная записка «План ликвидации» к проекту План горных работ по добыче оловянно-вольфрамово-литиевых руд на участке «Цен-тральный» месторождения Карагайлыактас	TOO «QAZAQ GRANIT»
	Книга 2	Графические приложения к пояснительной записке «План ликвидации»	
-	-	Декларация промышленной безопасности к проекту План горных работ по добыче оловянно-вольфрамово-литиевых руд на участке «Цен-тральный» месторождения Карагайлыактас	TOO «QAZAQ GRANIT»
-	-	Проект Оценка воздействия на окружающую среду к Плану горных работ по добыче оловянно-вольфрамово-литиевых руд на участке «Цен-тральный» месторождения Карагайлыактас	

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	10
РАЗДЕЛ 1. Общие сведения о месторождении и районе работ	11
РАЗДЕЛ 2. Геологическое строение района и месторождения	13
2.1. Геологическое строение района работ.....	13
2.1.1. Структура рудного поля.....	13
2.1.2. Краткая геологическая характеристика участка рудного поля	15
2.1.3. Типы рудных тел, морфология, параметры и условия их залегания	17
2.2. Минералогия руд: Вещественный, минеральный и химический состав руд.....	18
2.2.1. Вещественный состав руд	18
2.2.2. Минеральный состав руд	18
2.2.3. Химический состав руд	21
2.3. Горно-геологические условия месторождения	23
2.4. Гидрогеологические условия месторождения	24
2.4.1. Прогноз водопритоков в горные выработки	28
2.4.2. Обеспеченность месторождения питьевой и технической водой	29
2.5. Запасы руды, принятые к проектированию	29
2.6. Эксплуатационная разведка.....	30
РАЗДЕЛ 3. Горная часть. Технические решения.....	32
3.1. Производительность рудника.....	32
3.2. Срок отработки месторождения	32
3.3. Существующая схема вскрытия месторождения	33
3.4. Вскрытие месторождения	33
3.4.1. Горно-капитальные работы.....	34
3.4.2. Горизонты.....	35
3.4.3. Порядок отработки этажей и очистных блоков	43
3.5. Системы разработки	44
3.5.1. Подэтажно-камерная система разработки с закладкой выработанного пространства.....	44
3.5.2. Подготовительные работы	45
3.5.3. Очистные работы	46
3.5.4. Обоснование параметров выемочной единицы	48
3.5.5. Потери и разубоживание руды при подэтажно-камерной системе разработки с последующей закладкой выработанного пространства	51
3.6. Сечения и крепление горных выработок.....	55
3.7. Транспортировка горной массы	58
3.7.1. Определение необходимого количества самоходного оборудования для обеспечения проектной производительности рудника	59
3.8. Параметры буровзрывных работ	64
3.8.1. Расчет параметров БВР при проходке НТС, ГПР	64
3.8.2. Удельный расход взрывчатых веществ (ВВ) и сетки разбуривания.....	67
3.9. Вентиляция рудника	68
3.9.1. Общие положения.....	68
3.9.2. Способ проветривания и схема вентиляции шахты	69
3.9.3. Определение необходимого количества воздуха при проходке НТС	70
3.9.4. Определение необходимого количества воздуха при очистных работах	75
3.9.5. Расчет депрессий.....	82

3.9.6. Выбор вентилятора главного проветривания.....	83
3.9.7. Мероприятия по обеспыливанию рудничной атмосферы	84
3.10. Закладочные работы	85
3.10.1. Определение производительности бетонно-закладочного комплекса (БЗК).....	85
3.10.2. Сухая закладка отработанных камер II очереди	90
РАЗДЕЛ 4. Горно-механическая часть	91
4.1. Водоотлив	91
4.2. Воздухоснабжение	93
4.2.1. Воздухоснабжение при проходческих и добычных работах	93
4.3. Водоснабжение.	94
4.4. Электроснабжение	96
4.4.1. Электроснабжение при проходке НТС.	97
4.4.2. Расчет электрических нагрузок и определение мощности трансформаторных подстанций.....	97
4.4.3. Связь и сигнализация.....	98
РАЗДЕЛ 5. Управление производством, организация условий труда	100
РАЗДЕЛ 6. Экологическая безопасность плана горных работ	103
6.1. Оценка воздействия планируемой деятельности на окружающую среду	103
6.1.1. Применение специальных методов разработки месторождений в целях сохранения целостности земель с учетом технической, технологической, экологической и экономической целесообразности.....	103
6.2. Предотвращение техногенного опустынивания земель.....	104
6.3. Применение предупредительных мер от проявлений опасных техногенных процессов при разработке месторождения	105
6.4. Охрана недр от обводнения, пожаров и других стихийных факторов, осложняющих эксплуатацию и разработку месторождения.....	106
6.5. Обеспечение экологических и санитарно-эпидемиологических требований при складировании и размещении отходов	108
6.6. Сокращение территорий нарушаемых и отчуждаемых земель.....	109
6.7. Предотвращение ветровой эрозии почвы, терриконов вскрышных пород и отходов производства, их окисления и самовозгорания	109
РАЗДЕЛ 7. Промышленная безопасность плана горных работ.....	110
7.1. Обязанности организаций в сфере гражданской защиты	110
7.2. Мероприятия по предупреждению чрезвычайных ситуаций и безопасному ведению подземных горных работ.....	112
7.2.1. Мероприятия по обеспечению промышленной безопасности при эксплуатации электровозов, вагонеток	114
7.2.2. Мероприятия по обеспечению промышленной безопасности при эксплуатации раздаточной камеры и транспортировке ВМ	117
7.2.3. Мероприятия по обеспечению промышленной безопасности при внезапных прорывах воды, выбросов газов и горных ударов	118
7.3. Обеспечение промышленной безопасности на электроустановках.....	118
7.4. Медицинская помощь.....	120
7.5. Пожарная безопасность.....	121

СПИСОК ГРАФИЧЕСКИХ ПРИЛОЖЕНИЙ

№ п/п	Наименование графического материала	Масштаб	Лист	Листов	Формат
1	Геологическая карта месторождения Карагайлыактас	1:10000	1	35	720x955
2	Геологическая карта месторождения участка Центральный	1:2000	2	35	610x1025
3	Геологический разрез по профилю 7	1:1000	3	35	360x555
4	Геологический разрез по профилю 9	1:1000	4	35	360x555
5	Геологический разрез по профилю 11	1:1000	5	35	360x555
6	Геологический разрез по профилю 17	1:1000	6	35	360x555
7	Геологический разрез по профилю 19	1:1000	7	35	360x555
8	Геологический разрез по профилю 21	1:1000	8	35	360x555
9	Геологический разрез по профилю 23	1:1000	9	35	360x555
10	Геологический разрез по профилю 25	1:1000	10	35	360x555
11	Геологический разрез по профилю 27	1:1000	11	35	360x555
12	Геологический разрез по профилю 28	1:1000	12	35	360x555
13	Геологический разрез по профилю 29	1:1000	13	35	360x555
14	Геологический разрез по профилю 31а	1:1000	14	35	360x555
15	Геологический разрез по профилю 35	1:1000	15	35	360x555
16	Геологический разрез по профилю 36	1:1000	16	35	360x555
17	Геологический разрез по профилю 38	1:1000	17	35	530x775
18	Схема вскрытия	1:1000	18	35	890x2525
19	План горизонта +2770м	1:2000	19	35	515x975
20	План горизонта +2690м	1:2000	20	35	515x975
21	План горизонта +2610м	1:2000	21	35	515x975
22	План горизонта +2530м	1:2000	22	35	515x575
23	План горизонта +2450м	1:1000	23	35	265x297
24	Схема водоотлива	1:1000	24	35	890x2525
25	Схема вентиляции	1:1000	25	35	890x2525
26	Паспорт БВР	1:100	26	35	A2
27	Типовые сечения горных выработок	1:100	27	35	A2
28	Камера ремонта самоходного оборудования	1:50	28	35	841x1730
29	Насосная камера	1:50	29	35	A1
30	Трансформаторная	1:50	30	35	A2
31	Главный вентиляционный восстающий	1:50	31	35	A1
32	Раздаточная камера ВМ	1:20/1:25/1:50	32	35	841x1386
33	Камера аварийного воздухообеспечения	1:50	33	35	A2
34	Камера приёма пищи	1:50	34	35	A2
35	Генеральный план	1:5000	35	35	

СПИСОК ИЛЛЮСТРАЦИЙ

Рисунок 1-1 Обзорная карта района работ.....	11
Рисунок 2-1 Обзорная карта участка Центральный месторождения Карагайлыактас	15
Рисунок 3-1 Подэтажно-камерная система разработки с закладкой выработанного пространства при мощности рудного 30м	49
Рисунок 3-2 Подэтажно-камерная система разработки с закладкой выработанного пространства при мощности рудного 7м	50
Рисунок 3-3 - Рекомендуемая технологическая схема закладочного комплекса.....	88

СПИСОК ТАБЛИЦ

Таблица 1-1 Координаты геологического отвода месторождения Карагайлыактас.....	11
Таблица 2-1 Координаты участка Центральный месторождения Карагайлыактас	15
Таблица 2-2 Характерные минералы литиево-вольфрамово-оловянных руд в гранитах	19
Таблица 2-3 Средние содержания основных, попутных и элементов-примесей.....	22
Таблица 2-4 Химический состав циннвальдитов (%)	22
Таблица 2-5 Ориентировочная характеристика физико-механических свойств пород	24
Таблица 3-1 Объемы горнопроходческих работ по месторождению «Карагайлыактас» горизонт 80м (+2770м)	36
Таблица 3-2-Объемы горно-подготовительных и нарезных работ блока при подэтажно-камерной системе разработки с последующей закладкой выработанного пространства. При средней мощности $m_{ср}=30м$	47
Таблица 3-3-Объемы горно-подготовительных и нарезных работ блока при подэтажно-камерной системе разработки с последующей закладкой выработанного пространства. При средней мощности $m_{ср}=7м$	47
Таблица 3-4 Параметры штанговой крепи	55
Таблица 3-5 Параметры арочной металлической крепи.....	57
Таблица 3-6 Толщина стен и свода бетонной крепи	57
Таблица 3-7 -Технические характеристики ленточного конвейера	59
Таблица 3-8 - Технические характеристики вибропитателя ПВБ-1,4/2,5.....	59
Таблица 3-9 Технические характеристики ВМЭ-12А.....	74
Таблица 3-10 Расчетные показатели расхода воздуха на очистные работы.....	76
Таблица 3-11 Результаты расчёта расхода воздуха для проветривания проходческих, нарезных и подготовительных выработок (проходческие забои)	79
Таблица 3-12 Техническая характеристика вентилятора ВО-24К.....	84
Таблица 3-13 - Содержание компонентов в 1 м закладочной смеси (без учета влажности исходных материалов)	87
Таблица 3-14 - Потребность в закладочных материалах	87
Таблица 3-15 - Перечень технологического оборудования закладочного комплекса БЗК-1, БЗК-2 и БЗК-3 (относимые к капитальным затратам)	89
Таблица 4-1 - Основные технические показатели компрессора Atlas Copco XAMS.....	94
Таблица 6-1 Возможные нештатные (аварийные) ситуации на промплощадке (на дневной поверхности) рудника и необходимые мероприятия для их предотвращения	107

СПИСОК ПРИЛОЖЕНИЙ

ПРИЛОЖЕНИЕ 1- Запасы, принятые для проектирования	123
ПРИЛОЖЕНИЕ 2 –	130
ПРИЛОЖЕНИЕ 3 –	130
ПРИЛОЖЕНИЕ 4 –	130
ПРИЛОЖЕНИЕ 5 –	130
ПРИЛОЖЕНИЕ 6 –	130

ВВЕДЕНИЕ

Настоящий План горных работ по добыче оловянно-вольфрамово-литиевых руд на участке «Центральный» месторождения Карагайлыактас разработан главными специалистами ТОО «QAZAQ GRANIT».

При разработке проекта использовались следующие предпроектные материалы:

- 1) Техничко-экономическое обоснование промышленных кондиций и подсчет запасов вольфрамово-оловянно-литиевых руд на участках Центральный и Байменсай месторождения Карагайлыактас, подготовленное авторами Ерубаевым Б.А. и Раисом С.Е. (ТОО «Qazaq Granit», Алматы, 2022 г.).
- 2) Постановление заседания Государственной комиссии по запасам полезных ископаемых Республики Казахстан (Протокол № 2638-23-У от 25 декабря 2023 года, г. Астана).

Пояснительная записка проекта (Том 1, Книга 1) состоит из семи разделов:

- 1) Общие сведения о месторождении и районе работ.
- 2) Геологическое строение района и месторождения.
- 3) Горная часть.
- 4) Горно-механическая часть.
- 5) Управление производством и организация условий труда.
- 6) Экологическая безопасность.
- 7) Промышленная безопасность.

Графические материалы проекта представлены во второй книге.

Проект разработан в соответствии с действующими законодательными актами Республики Казахстан, включая:

- 1) «Кодекс РК от 27.12.2017 № 125-VI «О недрах и недропользовании»,
- 2) «Нормы технологического проектирования горнорудных предприятий цветной металлургии с подземным способом разработки»,
- 3) Инструкцию по составлению плана горных работ,
- 4) «Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы № 352»,
- 5) «Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов № 343».

Настоящий проект обеспечивает комплексный подход к разработке месторождения, учитывая все аспекты безопасности, эффективности и соответствия современным требованиям и стандартам.

РАЗДЕЛ 1. Общие сведения о месторождении и районе работ

Месторождение Карагайлыактас, по административному делению, относится к территории Райымбекского района Алматинской области и расположено в пределах северных отрогов хребта Терской-Алатау, составляющего широтную цепь Северного Тянь-Шаня (Рисунок 1-1).

Таблица 1-1 Координаты геологического отвода месторождения Карагайлыактас

Угловые точки	Северная широта			Восточная долгота		
	град	мин	сек	град	мин	сек
1	42	38	00	80	02	00
2	42	39	30	80	02	00
3	42	39	30	80	07	00
4	42	38	00	80	07	00
Общая площадь – 18,98 км ² .						

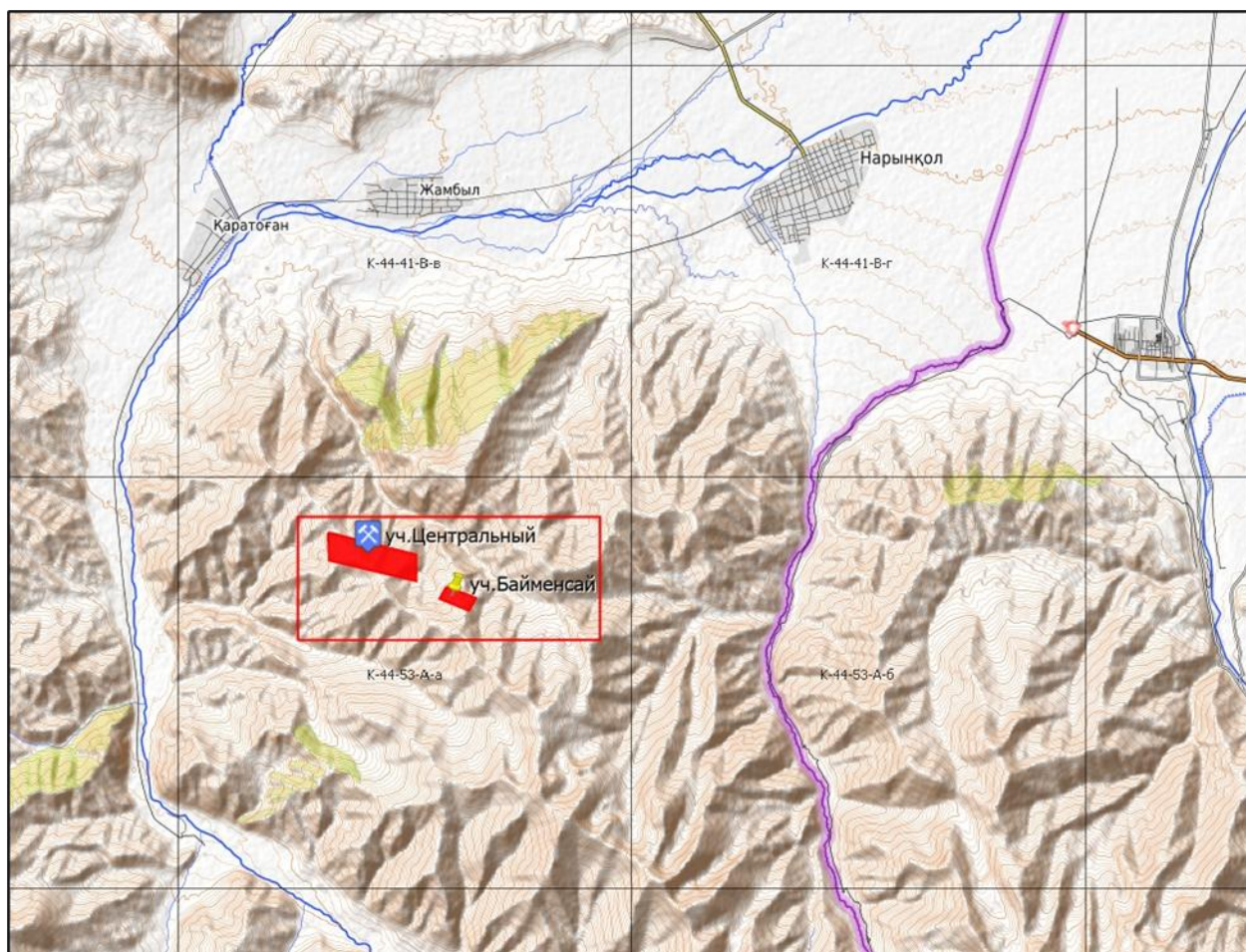


Рисунок 1-1 Обзорная карта района работ

Район типично высокогорный, абсолютные отметки на юге достигают 5000-6000 м и выше (пики Хан-Тенгри, Мраморная стена и Шатер и др.). На севере, по долине реки Текес, абсолютные отметки 2000 м, а в пределах площади месторождения от 2300 м (пос. Баянкольской ГРП) до 3100 м (непосредственно на месте производства поисково-разведочных работ). Рельеф сильно расчленен, с крутыми, часто обрывистыми склонами. Обнаженность южных склонов плохая, северных – очень плохая (почти полностью

запасена). Относительные превышения составляют 500-600 м, реже достигают 1000 м. Площадь на 90–95% задернована, мощность рыхлых образований 1–3 до 5 м.

Основная гидрографическая единица – горная река Баянкол (ледникового питания), протекает в 2 км к западу от месторождения. Менее крупными водотоками являются ручьи Актас и Байменсай; первый протекает к востоку от месторождения (на расстоянии менее 1 км), второй через поселок Баянкольской ГРП. Течение рек быстрее, дебит изменчивый. Данные гидронаблюдений по р. Баянкол указывают на достаточность обеспечения водой круглый год крупного горнорудного предприятия (от 3 м³/сек. – зимой до 75 м³/сек. – летом).

Долина р. Баянкол, в непосредственной близости от месторождения, представлена широкой (до 800-1000 м) надпойменной террасой и вполне благоприятна для размещения промышленных и жилых сооружений при освоении месторождения Карагайлыактас.

Климат района работ резко континентальный, здесь продолжительная и довольно холодная зима. Максимальная среднегодовая температура от -3.4 до 25.0°C, минимальная среднегодовая от -14.8 до 9.3°C.

В горных районах количество атмосферных осадков значительно выше, чем в межгорных впадинах. Среднегодовое количество осадков составляет 30 мм, при максимальном значении отмечается в летний период – от 47 до 90 мм, и при минимальном значении в зимний период к количеству декабрь-февраль до 8 мм. Общее среднегодовое количество осадков составляет 358.9 мм

Растительность, в основном, представлена тянь-шаньской елью, произрастающей на северных склонах гор; является хорошим строительным материалом. В пойме рек растут кустарники, верба, береза, рябина и др. С абсолютных отметок 2800-3000 м начинаются альпийские луга.

Ближайшие населенные пункты – поселки Каратоган и Жамбыл. Расположены севернее месторождения, в 10-15 км. Районным центром является пос. Нарынкол, расположенный в 30 км к северу-востоку. Поселок Баянкольской ГРП и райцентр соединены дорогой, частично асфальтированной (участок Нарынкол - Каратоган) – 15 км, улучшенным полотном из гравия (участок Каратоган – Погранзастава) – 15 км и полевой дорогой, труднопроходимой в весенне-зимнее время (Погранзастава – п. Баянкольской ГРП) – 7 км. Крупных промышленных предприятий в районе нет. Райымбекский район является животноводческим. В последние годы развитие получило зерноводство и картофелеводство. Запасы строительного материала: песка, гравия, щебня, камня, известняка – значительные. Промышленные материалы – цемент, оборудование, лес крепежный и продовольственные товары необходимо завозить из г. Алматы.

Энергоресурсы района очень благоприятны для строительства гидроэлектростанций. В настоящее время до самого месторождения доходит высоковольтная линия межрайонной электропередачи, мощность 110 тыс. квт (районное потребление не превышает 50 тыс. квт).

Местное население занимается, преимущественно, животноводством, в долинах высеваются злаки.

РАЗДЕЛ 2. Геологическое строение района и месторождения

2.1. Геологическое строение района работ

Карагайлыактасское рудное поле расположено в северо-восточном углу описанного района, в пределах тектонической зоны Северного Тянь-Шаня, представляющей южную окраину Казахстанско-Тяньшаньского эпикаледонского срединного массива.

Локализовано в крупной грабенной структуре, ограниченной с севера Актасским, а с юга Байменсайским разломами. Прослеживается в широтном направлении на расстоянии до 10 км, при ширине 2.0-2.5 км. Восточная часть рудного поля, представленная гранитоидами нижнего палеозоя, уходит за пределы государственной границы, а на западе перекрывается более молодыми эффузивно-туфогенными и карбонатными образованиями карбона.

Особенностью геологического строения площади рудного поля является развитие туфогенно-осадочных образований венд-кембрия и мощный нижнепалеозойский магматизм, проявленный в форме крупных массивов гранитоидов (Иринбайский, Баянкольский, Актасский и др.).

Олово-литий-вольфрамово рудная минерализация представлена кварц-касситеритовой формацией. Рудные тела залегают как в дайке грейзенизированных гранитов, так и во вмещающих карбонатных породах.

В настоящий момент в пределах рудного поля, по условиям локализации и характеру рудных тел, выделяется ряд участков: Центральный (месторождение Карагайлыактас), к востоку от него – Новый и Восточный, к западу – Лесной и Дальний. За пределами рудного поля, в отчётный период 1980-83 гг., выявлен новый участок – Кашама. Под районом месторождения Карагайлыактас подразумевается широтная полоса, охватывающая северные отроги Терсей-Алатау, междуречье Нарынкол, Баянкол, Улькен-Кокпак и Каркара.

В геолого-структурном плане район рассматривается как единый антиклинорий, вытянутый в субширотном направлении и получивший название Восточно-Терсейский. Геологические структуры более высоких порядков и разрывные нарушения, в основном, северо-западного простирания, осложняют общее геологическое строение.

Из геологических образований наибольшим развитием пользуются магматические породы каледонского времени, образующие крупные массивы гранитоидов.

2.1.1. Структура рудного поля

Современная структура рудного поля сформировалась в результате длительных и сложных геологических процессов от нижнего палеозоя, когда были заложены крупные глубинные разломы, сформировавшие Кунгей-Баянкольскую структурно-металлогеническую зону выделяемой по поясу гранитоидов преимущественно силуро-девонского возраста, окаймляющего с севера оз. Иссык-Куль в Кунгей-Алатау, прослеживающейся в широтном направлении в Нарынкольском районе" (Дерба и др. 1968г) до верхнего палеозоя, когда тектоническая деятельность вылилась в подновлении ранее заложенных нарушений. Несомненно, что движения продолжались и в последующее время.

В пределах рудного поля наиболее отчётливо проявлены два структурных этажа. Нижний представлен образованиями Баянкольской свиты, слагающих южное крыло крупной антиклинальной складки. Падение крутое к югу. Породы значительно метаморфизованы, повсеместно проявлен каледонский магматизм.

Верхний этаж – карбонатным и туфогенно-эффузивным образованиям нижнего карбона, трансгрессивно с угловым несогласием перекрывающих нижний палеозой. Довольно интенсивно проявлен эффузивный вулканизм.

Наиболее крупными разрывными нарушениями является Карагайский, Байменсайский и Актасский разломы. Первый является основной рудоконтролирующей и

рудолокализирующей структурой, а два других обусловили грабенную структуру рудного поля, тем самым предопределив сохранность рудовмещающих нижнепалеозойских образований. Между крупными широтновытянутыми нарушениями, расположены разломы, субмеридионального и северо-восточного направлений, движение по которым привело к блоковому строению и ступенчатому поднятию одних участков по отношению к другим. Карагайлинский разлом проходит через центральную часть площади, контролируется дайкой-апофизой аляскитовых гранитов, а также зонами интенсивного дробления, рассланцевания, окварцевания, графитизации и пиритизации.

Актасский разлом проходит в северной части и фиксируется зоной интенсивного катаклаза, соприкосновением разновозрастных пород, где проявлено интенсивное дробление и рассланцевание.

Байменсайский разлом, проходящий в южной части, контролируется мощной зоной катаклаза и интенсивным окварцеванием. Все отмеченные разломы вытянуты в близширотном направлении.

Роль основных рудолокализирующих структур принадлежит системе трещин преимущественно северо-западного направления и расположенных в пределах зоны Карагайлинского разлома. В генетическом отношении они относятся к трещинам отрыва, что определяет очень сложную морфологию рудных образований, выполнивших полости этих трещин.

Размеры трещин по простиранию не превышают 40-50 м; падение крутое к юго-западу 60-90°. Роль пликативных дислокаций в строении рудного поля и локализации редкометального оруденения менее отчётлива. Тем не менее, следует отметить, что значительная часть рудолокализирующих трещин расположена вкрест простирания вмещающих пород. Эта особенность позволяет сделать предположение, что формирование этих трещин связано не только с крупными дизъюнктивными деформациями, но и с образованием складчатости.

Общий план развития структуры рудного поля представляется в следующей последовательности:

1. Начальный этап формирования структуры рудного поля относится к нижнепалеозойскому времени, когда кембрийские отложения были смяты в крупные складки широтного направления. К этому же этапу относится заложение крупных тектонических нарушений, ориентированных параллельно осям складчатых структур. Главным нарушением этого типа явился Карагайлинский разлом.
2. Следующий этап связан с проявлением каледонского магматизма, который в пределах рудного поля выразился во внедрении гранитов по основной трещине зоны Карагайлинского разлома. В завершающую стадию этого периода продолжались перемещения по направлениям субпараллельным основным разломам района, в результате чего формируется грабенная структура рудного поля.
3. Движение по этим нарушениям (Байменсайскому и Актасскому) привело к образованию между ними близмеридиональных и северо-восточных нарушений, что разбило рудное поле на крупные блоки с относительным их перемещением.
4. Подвижки по крупным нарушениям сопровождались образованием системы сопряженных трещин разрыва преимущественно северо-западного направления, к которым приурочено большинство жильных рудных тел месторождения.
5. Внутри минерализационный этап характерен последовательным приоткрыванием рудолокализирующих трещин, сначала в апофизах грейзенизированных гранитов, при ранних стадиях минерализации, затем в карбонатных породах, для более поздних.
6. Относительное перемещение блоков продолжалось и в последующее время, что привело к ступенчатому поднятию одних участков по отношению к другим.

7. Внутриблоковые пострудные подвижки выразились в незначительном смещении вдоль рудолокализирующих трещин, о чем свидетельствуют рудные брекчии и глинки трения в рудных жилах.

2.1.2. Краткая геологическая характеристика участка рудного поля

Оруденение на месторождении Карагайлыактас тесно ассоциировано с Карагайлинской дайкой грейзенизированных гранитов, но локализуется как в самой дайке, так и во вмещающих её осадочных породах нижнего палеозоя.

Участок Центральный является главным, определяющим основные перспективы месторождения.

Геологоразведочные работы по участку Центральный месторождения Карагайлыактас проведены на площади 1.2 км² (2.0 км. в длину и 0.6 км. в ширину) включающий западную и центральную части дайки – апофизы грейзенизированных гранитов, а также жильные проявления кварц-слюдяного состава в известняках и доломитах.

В орографическом положении участок Центральный расположен на северо-восточном склоне меридионального хребта с абсолютными отметками 2600-3000 м.

Таблица 2-1 Координаты участка Центральный месторождения Карагайлыактас

Угловые точки	Северная широта			Восточная долгота		
	град	мин	сек	град	мин	сек
1	42	39	18.39	80	02	29.90
2	42	39	02.26	80	03	57.32
3	42	38	43.21	80	03	57.40
4	42	38	58.28	80	02	30.64
Общая площадь – 119.54 га						

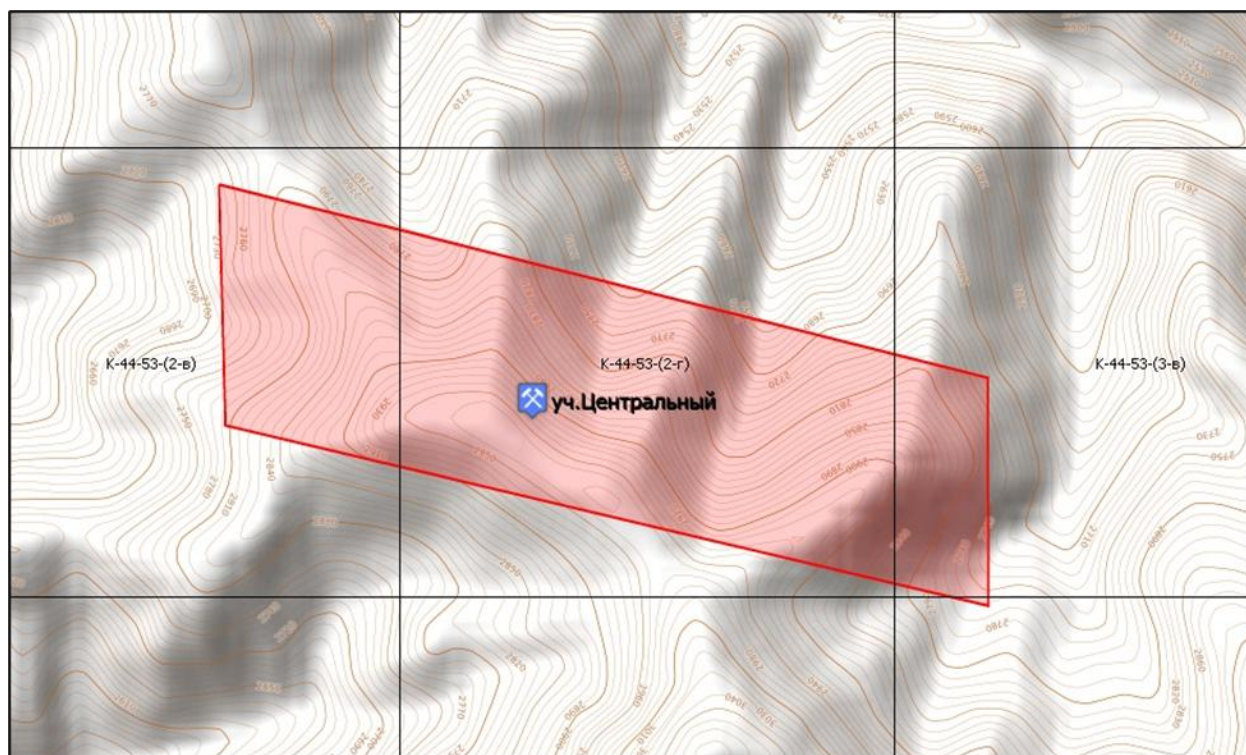


Рисунок 2-1 Обзорная карта участка Центральный месторождения Карагайлыактас

Координаты центра: 42°39'00" с. ш. 80°03'10" в. д.

Площадь участка сложена образованиями баянкольской свиты, представленной терригенно-карбонатными и эффузивно-осадочными породами венд-нижнего кембрия (черт.2), прорванными дайкой-апофизой гранитов Баянкольского комплекса. Дайка прослеживается через всю площадь месторождения с востока на запад, на расстояние более 1500 м, меняя мощности от 150 м до пережимов и полного выклинивания.

Среди осадочных пород наибольшим развитием пользуются сланцы, известняки, доломиты. Простираение их субширотное, падение крутое на юг (50-80°).

Сланцы зеленовато-серого цвета, интенсивно перемяты и раздроблены. Иногда в них встречаются маломощные прожилки молочно-белого кварца. Они состоят из серицита, хлорита, биотита, карбонатного углистого материала, а также отдельных зерен лейкоксена, сфена рудного. Слюдистый материал в них ориентирован по напластованию. Глинистое вещество сосредоточено слоями и обуславливает микрослоистость породы. В зависимости от количества составляющих минералов различаются кварц-графитисто-углистые, углисто-карбонатные, углисто-глинистые, кварц-серицито-углистые и кварц-серицито-хлоритовые сланцы. Мощность сланцев 100-120 м.

Известняки битуминозные и мраморизованные слагают субширотно вытянутую толщу в центральной части месторождения. Макроскопически это серые и темносерые породы мелко – и крупнозернистые, часто с полосчатой текстурой, катаклазированы. Состав: кальцит, графит. Мощность – 400 м.

Доломиты образуют мощную полосу в южной части месторождения. С нижележащими известняками контакт, постеленный через доломитизированные известняки. Цвет доломитов серый, светло серый, структура микрозернистая, текстура массивная. Состоит из доломита, с небольшой примесью битуминозного вещества. Характерными типами метасоматического изменения известняков и доломитов являются: грейзенизация, графитизация и скарнирование.

Современные отложения распространены очень широко, закрывая 80-85% площади месторождения. Представлены преимущественно аллювиально-делювиальными образованиями, состоящими из валунов и щебня. Аллювиальные и пролювиальные образования рек достигают мощности 10 и более метров и являются потенциальными на промышленные россыпи касситерита.

Дайково-жильный комплекс различного состава на месторождении имеет широкое развитие. Основную роль в формировании месторождения сыграло внедрение дайкообразного тела среднезернистых биотитовых гранитов, с которыми связано редкометалльно-вольфрамо-оловянное оруденение. Оно представляет собой апофизу баянкольских гранитов и носит название Карагайлыактасской дайки. Неизмененных гранитов в пределах месторождения не обнаружено: все они в результате автометасоматических процессов грейзенизированы и альбитизированы. По степени грейзенизации можно различать три группы: 1) слабо грейзенизированные; 2) грейзенизированные и 3) интенсивно грейзенизированные граниты, переходящие в типичные грейзены. К первой группе отнесены граниты с ненарушенной структурой и составом, в них лишь в небольшом количестве развивается топаз, флюорит, появляется касситерит и обесцвечиваются пластинки биотита (мусковитизация). В группе грейзенизированных гранитов происходит изменение минералогического состава, увеличивается количество кварца, мусковита, топаза. Порода приобретает реликтовую гипидоморфнозернистую структуру.

В третьей группе, кроме увеличения количества кварца, мусковита и топаза, происходит перекристаллизация альбита и кварца. Гранитная структура почти полностью нарушена.

Граниты секутся прожилками и жилами слюдяно-кварцевого, кварцевого, слюдяно-топазового состава, мощностью от долей сантиметра до 25-30см, содержащих касситерит и вольфрамит. Морфология их очень сложная: маломощные прожилки образуют

штокверковые зоны, прослеживающиеся по преимущественному направлению жил; более мощные жилы вытягиваются до 10-15 м, редко более.

Наличие отмеченных жил в гранитах обуславливает промышленные концентрации олова, т.е. в частях дайки гранитов, где наиболее развиты жилы и прожилки кварц-топаз-слюдяного состава, выявлены повышенные концентрации оловянных руд и наоборот, где жил нет, граниты становятся практически безрудными.

Диабазовые и диоритовые порфириды по внешнему виду почти не отличимы и прослеживаются в виде дайкообразных тел среди карбонатных пород в лежащем боку Карагайлыктасской дайки. Они выполняют трещины близширотного направления. Протяженность их порядка 50-100 м; мощность не превышает 10-15 м. Макроскопически имеют зеленовато-серую окраску и порфировую структуру. Порфировые выделения составляют 15-20% от общей массы породы и представлены плагиоклазом и пироксеном.

Граниты-порфиры в виде единичных мелких даек прослеживаются в карбонатных породах преимущественно в висячем боку Карагайлыктасской апофизы грейзенизированных альбитизированных гранитов, в западной части месторождения. Мощность их не превышает 2-3 м, протяженность – до 10 м. Цвет их зеленовато-серый, порфировые выделения представлены полевыми шпатами и плагиоклазом.

Сложная тектоника участка обусловлена, в основном, дизъюнктивными нарушениями. Они довольно отчетливо контролируют оруденение. Пликативные дислокации выражены лишь в моноклинальном залегании рудовмещающей толщи. Роль их в размещении оруденения требует исследований.

2.1.3. Типы рудных тел, морфология, параметры и условия их залегания

На месторождении Карагайлыктас по морфогенетическим признакам выделяются три типа рудных тел:

1. Рудные тела, залегающие в грейзенизированных гранитах.
2. Жилы выполнения, развитые как в гранитах, так и во вмещающих породах зоны экзоконтакта.
3. Метасоматические тела, залегающие в известняках, алевролитах и сланцах.

Жильные руды занимают подчиненное положение и в большей своей части, залегая в грейзенизированных гранитах, входят в состав рудных тел первого типа, повышая в них содержания металлов. Жилы в гранитах получили развитие, в основном, на Центральном участке, где они в сочетании с редкометальными гранитами образуют рудные тела олова, вольфрама и редких элементов.

Жилы в карбонатных породах, преимущественно мраморизованных известняках и меньшем количестве в доломитах, развиты на восточном фланге Центрального участка. В алевролитах, песчаниках, сланцах жилы с редкометально-вольфрамо-оловянной минерализацией установлены в юго-западной части рудного поля (участок Лесной).

Морфология жил на месторождении очень сложная. Мощность их от долей см до 0.5 м, редко до 1.0-1.5 м, по простиранию и падению часты раздувы и пережимы. Рудные жилы по времени образования являются более поздними, чем грейзенизированные граниты. По отношению к ним они занимают секущее положение.

Основная масса жил в карбонатных породах на Центральном участке развита в пределах профилей 39-45 и подсечена штольнями № 3 и 5. Площади распространения жил по горизонтали штолен № 3 и 5 (2840 и 2770 м) сравнительно одинаковые, но насыщенность ими верхнего горизонта вдвое больше, чем нижнего. Судить о характере количественного распространения жил выше горизонта 2340 м не представляется возможным, т.к. жильные тела на поверхности почти полностью отработаны древними рудокопами до глубины примерно 20 м.

По минеральному составу среди жил выделяются: полевошпатовые; кварц-полевошпатовые, кварц-полевошпат-слюдяные, слюдяно-кварц-полевошпатовые,

существенно кварцевые, кварц-слюдяные, существенно слюдяные, кварц-слюдяно-топазовые, слюдяно-топазовые, кварц-топаз-слюдяные, топаз-слюдяные.

В целом по рудному полю минеральный состав жил на отдельных участках существенно различен. Устанавливается изменение в составе жил (с запада на восток) от кислого до щелочного. Неодинаковый состав жил различных участков позволяет говорить о закономерности отложения минеральных ассоциаций, по всей вероятности, отражающих различные глубины жильобразования. Генетически жилы являются типичными представителями жил выполнения. Рудная минерализация в описанных разновидностях жил почти одинакова: олово, вольфрам, бериллий, литий, рубидий, цезий, тантал, ниобий, свинец, цинк и висмут.

Метасоматические тела, в известняках и доломитах, наибольшее развитие получили на западном фланге Центрального участка. Основными полезными компонентами являются бериллий и флюорит, а попутными – рубидий и цезий.

Характерной особенностью руд этого типа – развитие ритмичнополосчатых текстур, которая обусловлена чередованием слюдяных полос светлого цвета и полосами флюорита фиолетового цвета. Обычно полосчатые метасоматиты образуются зальбандах жильных образований, где их мощность достигает 5-10 см. При этом контур полосчатости повторяют контуры жил. Более мощные тела метасоматитов образуются в участках сближенных нитевидных прожилках слюдяного состава. Основная форма бериллия – хризоберрил, реже фенацит, эвклаз. Низкие содержания окиси бериллия в метасоматических телах и технологические трудности извлечения хризоберилла являются основными отрицательными факторами в освоении этого типа руд.

2.2. Минералогия руд: Вещественный, минеральный и химический состав руд

2.2.1. Вещественный состав руд

На месторождении Карагайлыактас отчетливо выделяются вольфрамо-оловянное оруденение и бериллиевая минерализация, в основном, пространственно разобщенные и развитые по литологический различным вмещающим породам.

Вольфрамо-оловянное оруденение локализовано, главным образом, к дайке-апофизе грейзенизированных гранитов, где оно образует рудные тела неправильной формы, выделенные по результатам опробования, пространственно тяготеющие к эндоконтактовым частям дайки.

Бериллиевая минерализация распространена на западном фланге рудного поля вблизи висячего и лежащего боков дайки гранитов, тяготея, к субширотным зонам трещиноватости в известняках, доломитах и мраморах, метасоматически измененных, а иногда скарнированных.

Кварцево-жильные тела с вольфрамово-оловянной минерализацией, развитые на флангах дайки во вмещающих ее карбонатных породах, по своим параметрам не являются промышленными и лишь на отдельных участках (Лесной, Восточный) они настолько сближены, что образуют штокверки и могут представлять интерес для промышленности после вовлечения в эксплуатацию основного - Центрального участка, запасы олова в котором составляет 90-95% от запасов месторождения в целом.

Бериллиевая минерализация связана с метасоматитами флюорит-слюдяного состава с топазом, турмалином и представлена преимущественно хризобериллом. Она локализована в зонах трещиноватостей вокруг гранитной дайки, образуя зоны мощностью до 1.5 м и длиной до 600 м.

2.2.2. Минеральный состав руд

Каждый из выделенных типов оруденения характеризуется определенным вещественно-минералогическим составом, имея как общие компоненты и минералы, так и специфические, присущие только одному из них.

Для наиболее распространенного литий-вольфрамо-оловянного типа оруденения в гранитах характерен касситерита-слюдяно-кварцевый минеральный состав с сопутствующими разновидностями: топаз-слюдяной, кварц-слюдяной и слюдяной. Количественное соотношение минералов того типа руд приведено в таблице 2.2.

Таблица 2-2 Характерные минералы литиево-вольфрамово-оловянных руд в гранитах

Минералы	Горизонт	Содержание	Горизонт	Содержание
1	2	3	4	5
Кварц	2770	60-65	2610	55-60
Микроклин	"	15-20	2610	20-25
Слюды	"	15-20	2610	10-15
Топаз	"	2-3	2610	1-2
Флюорит	"	8-5	2610	1-2
Хлорит	2770	0.5	2610	-
Касситерит	"	0.2-0.5	2610	0.1-0.3
Вольфрамит	"	0.05-0.1	2610	0.08-0.1
Сульфидные минералы	"	0.2-0.5	2610	0.5-5

Рудными минералами, определяющими промышленную значимость месторождения, являются: касситерит, вольфрамит, литийсодержащие слюды - цинвальдит, лепидолит. В незначительных количествах встречаются колумбит-танталит, жильные минералы представлены, в основном, кварцем, микроклином, топазом, флюоритом. Ниже приводится краткое описание основных рудных и петрогенных минералов.

Касситерит характеризуется многообразием форм, окраски, величиной вкраплений и неравномерностью распределения в рудных телах. Размеры зерен варьируется в широких пределах, достигая максимума 1-2см, редко до 4-5см (во внутренних частях кварцевых жил), но чаще образует мелкую вкрапленность (меньше 0.1 мм), тяготеющую к приальбандовой слюдяной оторочке, жил и прожилков. Во внутренних частях образует гнезда и скопления. Ассоциирует с кварцем, топазом, сульфидами и хлоритом.

Хорошо развитые формы кристаллов касситерита редки. Обычно минерал образует сростки со сложными поверхностями раздела. Преобладающая окраска касситерита светло-коричневая до коричневой, но изредка встречаются почти черные и почти бесцветные кристаллы. Крупные зерна чаще всего разбиты многочисленным трещинками, нередко залеченными более поздними минералами-кальцитом, кварцем слюдами. Характерными элементами – примесями касситерита являются ниобий, тантал, железо и титан. Их количество увеличивается в темноокрашенных разностях и не зависит от типа жил и вмещающих пород. Спорадически встречаются бериллий, висмут, свинец, медь и другие элементы.

Вольфрамит содержится в рудах в количествах от 0.001 до 0.1%. Распределен неравномерно. Обычно образует мелкие зерна и большие агрегатные скопления. Изредка встречаются таблитчатые кристаллы размером 1-2 мм. Лишь в отдельных участках крупных жил он образует кустовые выделения. Здесь вольфрамит представлен толстотаблитчатыми кристаллами длиной до 20 см. Нередко гнездообразные скопления его тяготеют к участкам «выклинивания» и пережима кварца, в местах перехода в слюдяные жилы выполнения.

«Свежий» вольфрамит - черный, с темно-коричневой чертой. Однако он очень часто, частично или полностью замещен шеелитом. В зависимости от степени шеелитизации минерал теряет блестящую черную окраску, становится тусклым, буровато-черным, бурым.

По содержанию триоксида вольфрама, окисей марганца, железа минерал относится к типичным средним вольфрамитам. В нем иногда отмечаются кремнезем и известь. Содержание элементов-примесей в нем низкое.

В зоне окисления вольфрамит подвергается химическому выветриванию с выносом триоксида вольфрама. Он покрывается налетом с примазками гидроокислов железа и марганца.

Шеелит в небольших количествах встречается в кварцевых жилах и в грейзенизированных гранитах. Он образует мелкие зерна и псевдоморфозы по вольфрамиту, замещая последний вдоль плоскости зарастания и трещин. Реже отмечаются самостоятельные мелкие включения и тонкие корочки. Шеелит, замещающий вольфрамит, обычно - буроватый, бурый или черно-бурый за счёт остаточных продуктов разложения. Шеелит, образующий самостоятельную вкрапленность и тонкие прожилки, имеет желтоватую или мутно-белую окраску.

Колумбит-танталит входит в состав руд как акцессорный минерал. Отмечается в альбитизированных и грейзенизированных гранитах, пегматоидных образованиях и грейзенах. Он образует сравнительно хорошо развитые удлиненные блестящие таблички черного цвета, чаще всего простой прямоугольной формы, размером до 0.5–0.8 x 0.2–0.5 мм.

Основными концентраторами тантала и ниобия в вольфрамо-оловянных рудах являются касситерит и вольфрамит.

Арсенопирит - один из основных сульфидных минералов. Распространен в грейзенах, в измененных скарнах и редко металлических жилах, ассоциируя с пиритом. Он образует ромбические короткопризматические кристаллы размером до 5x10 мм. Спектральным полуколичественным анализом в нем установлены (в %): мышьяк, железо > 1.0; цинк - до 0.1; свинец - 0.05; висмут - 0.005; олово - 0.002; серебро - 0.0005.

Галенит - относительно распространенный минерал. В небольших количествах встречается в альбитизированных гранитах. В кварцевых, кварц-слюдяных, слюдяных, слюдяно-топазовых рудных жилах галенит нередко присутствует в заметных количествах, в ряде случаев, образуя обильную вкрапленность.

Галенит образует зерна и кристаллы с обычной для него кубической спайностью. Спектральным анализом в галенитах установлены (в %): медь, висмут - 0.5 -> 1.0; серебро - 0.2–0.3; олово 0.05; сурьма, таллий - 0.015; кремний, алюминий, железо, магний - 0.01–0.03.

Сфалерит встречается совместно с галенитом, халькопиритом, пиритом, арсенопиритом. Цвет его от буро-красного до черного. Минерал обладает совершенной спайностью по октаэдру и сильным блеском. Галенит, при совместном нахождении, часто образует прожилки на сфалерите. Спектральным анализом в сфалерите кроме цинка установлены (в %): железо - >1.0; медь - 0.3; кальций, свинец - 0.2; марганец - 0.1; титан - <0.01; серебро - < 0.001.

Халькопирит распространен в кварцевых жилах и прожилках. Он образует рассеянную вкрапленность или тонкие проводники, гнезда по трещинкам и меж зерновыми промежутками, находясь в тесной ассоциации с пиритом, сфалеритом, арсенопиритом и галенитом. Размер выделений халькопирита - до 1 см.

Слюды - в рудах развиты по грейзенизированным гранитам, занимают до 10–15%. Они представлены цинвальдитом, лепидолитом и мусковитом. Являются основными концентраторами лития, содержание второго в рудных телах колеблется от 0.1 до 2%; реже встречаются и более высокие содержания.

Цинвальдит - наиболее распространенная слюда на месторождении. Им представлены слюда грейзенов по гранитам слюды рудных и прожилков. Как и все слюды, он представлен листочками, табличками, находящимися в тесной ассоциации с другими минералами. Его пластинки обычно ориентированы перпендикулярно стенкам жил. Иногда цинвальдит образует веерообразные агрегаты. Размер его выделений изменчив; от долей

мм до 3-5 мм в топаз-слюдяных и 3-4 см в слюдяных жилах. Он имеет серебристую светло-серую окраску с зеленоватыми, фиолетовым и сиреневым оттенками. В рудных жилах, мощностью более 3 см, цинвальдит образует крупные пластинки, растущие от зальбандов к центру. Многие жилы целиком выполнены цинвальдитом.

Цинвальдиты из различных типов грейзенов и жил не различаются по своим физическим и химическим свойствам. Особенности их состава являются высокие содержания лития, рубидия, фтора, повышенные количества закисного железа, магния и низкие – натрия.

Лепидолит встречается в небольших количествах, обычно в ассоциации с цинвальдитом, редко образуя тонкие прожилки в грейзенах. Цвет его светло-розовый с сиреневым оттенком. Спектральным анализом в нем установлено олово – 0.01–0.1%; бериллий 0.001%; медь, свинец, цинк – до 0.07%, таллий до 0.01%; галлий – 0.001–0.003%.

Мусковит является распространённым минералом рудных тел. Встречается в виде двух основных разновидностей:

- 1) Средне чешуйчатый хорошо выкристаллизовавшийся мусковит, возникший в основную стадию редкометального минерала образования. Встречен в мелких, мощностью 1-2 см, метасоматический образовавшихся прожилках. Цвет его светло-розовый. Состав щелочей соответствует литийсодержащим мусковитом (в %): окись калия – 11.0; окись натрия – 0.50, окись лития – 0.32; окись рубидия – 0.45; окись цезия – 0.024.
- 2) Тонкочешуйчатый мусковит – «жильбертит» – образует сплошные плоско подобные выделения по трещинам, цементирует брекчии, развивается по зонам скольжения. Встречается только в дайке гранитов. Это явно более позднее образование. Химический состав этих мономинеральных выделений слюды – типично мусковитовый.

Кварц – самый распространенный минерал в рудах: в слюдяно-кварцевых, топаз-слюдяно-кварцевых, кварц слюдяных жилах он крупнокристаллический, сплошной или с небольшим количеством грузовых пустот. Цвет его серовато-белый и молочно-белый. Он выполняет обычно центральную часть жил, а зальбанды сложены слюдяными и слюдяно-топазовыми агрегатами. Состав и свойства кварца в рудных жилах обычные. Из числа характерных элементов-примесей следует отметить лишь щелочные элементы, особенно литий, содержание которого в кварце достигает 0.007%.

Микроклин – распространенный минерал редкометально-вольфрамово-оловянных жил, где он представлен крупнокристаллическими выделениями. Совместно с кварцем выполняет центральные части жил. Цвет его розовый, иногда желтоватый, белый. В неизменном виде он сохраняется редко. Обычно же он сильно политизирован и серицитизирован.

Топаз – широко распространённый минерал грейзенов и рудных жил. Он образует зерна изометричной, неправильной формы, находящиеся в ассоциации со слюдами и кварцем. Относится к высоко фтористой разновидности, что устанавливается по химическому анализу. Обычно по трещинам замещается жильбертитом.

Флюорит в грейзенизированных гранитах и рудных жилах содержится в незначительных количествах (0.5–3%). Форма выделений – округлые и неправильные зерна. Окрашен в светло-фиолетовый и фиолетовый цвет; часто бесцветен. В нем отмечаются микровключения радиоактивных и редкоземельных элементов.

2.2.3. Химический состав руд

В процессе поисково-оценочных работ и предварительной разведки, из руд и вмещающих пород месторождения Карагайлыактас, отобрано большое количество проб. По данным всех видов анализов было установлено, что руды в грейзенизированных гранитах содержат около 30 попутных и сопутствующих элементов и элементов-примесей.

К попутным компонентам отнесены те элементы и их минеральные формы, которые могут быть извлечены при разработке основного компонента. Таковыми являются: вольфрам, литий. Остальные элементы – сопутствующие и примеси, ввиду низких содержаний, не могут представлять практического интереса и при подсчёте запасов не учитываются.

Средние содержания основных, попутных компонентов и элементов-примесей в рудах приводятся в таблице 2.3.

Таблица 2-3 Средние содержания основных, попутных и элементов-примесей

Элементы	Среднее содержание (в %)	Виды анализов
1	2	3
Основные элементы		
Литий	0.51	Химический
Попутные элементы		
Вольфрам	0.09	Рентгенорадиометрический
Олово	0.32	Рентгенорадиометрический
Ниобий	0.005	Спектральный, количественный
Тантал	0.003	Спектральный, количественный
Элементы-примеси		
Be	0.009	Спектральный, количественный
Zn	0.080	Спектральный п/к
Pb	0.035	Спектральный п/к
Y	0.008	Спектральный п/к
Bi	0.001	Спектральный п/к
Co	0.0007	Спектральный п/к
Mo	0.002	Спектральный п/к
Ni	0.001	Спектральный п/к
Mn	0.066	Спектральный п/к
V	0.004	Спектральный п/к
Cr	0.004	Спектральный п/к
Ag	0.0002	Спектральный п/к
Ya	0.002	Спектральный п/к
Ye	0.0008	Спектральный п/к
B	0.005	Спектральный п/к
As	0.04	Спектральный п/к
Cd	0.003	Спектральный п/к
Sr	0.007	Спектральный п/к
Zr	0.002	Спектральный п/к

Литий - является основным компонентом и связан со слюдами в рудных телах грейзенизированных гранитов и составляет 10-12%. По данным минлаборатории ПГО «Южказгеология» они представлены: цинвальдитом (70-80%), лепидолитом (10-15%), мусковитом (10-15%). Эти слюды являются основными концентраторами лития, содержание которого в рудных телах колеблется от 0.3 до 2.0%.

Таблица 2-4 Химический состав циннвальдитов (%)

ZiO ₂	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	TiO ₂	MnO
4.04 – 5.30	41.80 – 45.0	18.20 – 22.20	2.30 – 6.83	0.22 – 0.40	0.72 – 1.28
<u>4.67</u>	<u>43.16</u>	<u>20.50</u>	<u>4.56</u>	<u>0.31</u>	<u>1.00</u>
MgO	CaO	Na ₂ O	K ₂ O	Pb ₂ O	FeO

ZiO ₂	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	TiO ₂	MnO
0.49 – 0.93	0.25 – 0.59	0.07 – 0.15	8.50 – 10.10	1.01 – 1.14	5.0 – 11.60
0.71	0.37	0.11	9.30	4.67	8.30

Из элементов-примесей для циннвальдитов характерны: олово-0.027%; бериллий - 0.0011%, галлий - 0.009%; цезий - 0.022%; медь - 0.002%; свинец - 0.006% и цинк – 0.04%.

Сопутствующая минерализация: литийсодержание слюды, касситерит, вольфрамит, топаз.

Касситерит – главный полезный компонент руд. По условиям кристаллизации можно выделить три основных его разновидности: касситерит 1, касситерит 2 и касситерит 3.

Касситерит 1 – развивается в массе грейзенизированных гранитов в ассоциации со слюдой (цинвальдитом), кварцем, иногда топазом. Наблюдается в виде неправильных изометричных зерен. Размер их относительно небольшой, обычно до 5 мм, реже встречаются более крупные зерна. Характеризуется темно-коричневой до черной окраски.

Касситерит 2 выделяется в кварц-слюдяных и кварц-полевошпат-слюдяных жилах. Наиболее крупные выделения его тяготеют к зальбандам жил, сложенным крупночешуйчатым цинвальдитом. Скопления зерен касситерита могут достигать 2-3, изредка более сантиметров в поперечнике. В центральных частях жил касситерит образует более редкие и меньшие по размерам выделения, часто в виде отдельных зерен. Касситерит окрашен в темно-коричневый цвет, часто имеет зональное строение. Более крупные зерна нередко раздроблены и пронизаны по трещинкам окислами железа.

Касситерит 3 – входит в состав сульфидно-кварцевых жил, где он при крайне неравномерном распределении в целом, на отдельных участках образует богатые скопления. Касситерит находится в тесной ассоциации с арсенопиритом. Преобладает мелкозернистый касситерит, отдельные зерна могут достигать 1-3 мм. Образует скопления зерен до 1-1.5см в поперечнике. Цвет касситерита темно-коричневый до черного, иногда светло-коричневый. Зерна имеют изометричную форму, в большинстве своем не образует кристаллографических очертаний, редко наблюдаются единичные грани. В отдельных случаях зерна касситерита по краям замещаются станнином, образующим каемки вокруг зерен. По спектральным анализам, выполненным в лаборатории ВИМСа, в касситеритах устанавливается примесь ниобия, содержание которого колеблется в интервалах от 0.03 до 1% и более; кроме того, вольфрама – 0.1%-0.005%, скандия – 0.0005%, молибдена – 0.011-0.0011%, меди – 0.011% (до 0.3%), цинка и свинца – 0.011-0.0011%. Сопоставление рудной минерализации горизонта штольни №9 (2610 м) с верхними горизонтами позволяет наметить некоторые элементы зональности оруденения. Как уже отмечалось, на горизонте штольни, во-первых, достаточно отчетливо проявлена урановая минерализация, во-вторых, устанавливается заметное усиление роли сульфидной минерализации. Однако, не исключено, что последнее связано с интенсивным развитием на верхних горизонтах процессов гипергенеза, которые на горизонте штольни №9 заметно ослабевают. Поэтому на верхних горизонтах сульфиды почти полностью окислены и сохраняются лишь в виде реликтов.

Исходя из вышеизложенного, а также согласно «Классификации запасов к месторождениям редких металлов (вольфрам, молибден, олово, ниобий, тантал, цирконий, редкие земли)» утвержденным приказом №320 от 05.12.2006 г. МЭМР РК, объект «Карагайлыактас» по сложности геологического строения отнесен к 3-ей группе.

2.3. Горно-геологические условия месторождения

Существующих данных по механике горных пород на руднике относительно недостаточно. Исходя из опыта разведочных работ на рудном поле Карагайлыактас, породы месторождения по горно-геологическим условиям можно условно разделить на две группы:

*План горных работ по добыче оловянно-вольфрамово-литиевых руд
на участке «Центральный» месторождения Карагайлыактас
- ТОМ 1 КНИГА 1 -*

- Дайка грейзенизированных гранитов.
- Породы, вмещающие дайку: известняки, сланцы, доломиты.

Специальных исследований физико-механических свойств горных пород месторождения не проводилось. Некоторые физические свойства оруденелых и вмещающих пород приводится в Таблице 2 5.

Таблица 2-5 Ориентировочная характеристика физико-механических свойств пород

Породы	Крепость по шкале Протодьконова	Устойчивость по буримости	Устойчивость	Объёмный вес (г/см ³)
Граниты грейзенизированные	8-10	XIV-XVI	Слабо устойчивые	2.65
Известняки мраморизированные	8-10	XIII-XIV	Средняя	2.58
Доломиты	8-10	XII-XIV	Средняя	2.58
Сланцы	8-10	XII-XIV	Средняя	2.5

Основной объём горных подготовительных и эксплуатационных выработок будет сосредоточен в пределах дайки гранитов, характеризующихся сложными горно-геологическими условиями. Граниты трещиноватые, с большим количеством ослабленных зон, наиболее проявленных в участках рудных тел. В обнаженных пространствах отмечаются вывалы породы из кровли и стены выработок. Все выработки, проходимые в дайке грейзенизированных гранитов, требуют сплошного крепления. Из-за большого горного давления на отдельных участках выработок через 2-3 месяца отмечалась деформация крепи. Наиболее интенсивно горное давление проявлено на горизонте 2610 м.

Известняки, сланцы, доломиты характеризуются большой устойчивостью по сравнению с грейзенизированными гранитами. Крепление разведочных выработок в них проводилось вразбежку с затяжкой кровли и практически не требовало поддержания.

В целом, несмотря на сложные горно-геологические условия, в пределах дайки гранитов пройдено 1720 пог. м горизонтальных выработок сечением 6.4 и 4.0 м².

Необходимо отметить, что содержание свободной кремнекислоты в дайке гранитов более 10%, то есть руды месторождения являются силикозоопасными..

2.4. Гидрогеологические условия месторождения

Гидрогеологические месторождения и территории, прилегающей к нему, сложные и в значительной степени определяются физико-географическим его положением и геолого-структурным строением.

Участок работ расположен в пределах северных отрогов хребта Теріскей Алатау, типично высокогорный, абсолютные отметки от 2500 до 3000м.Рельеф сильно расчленен, с крутыми склонами.

Основная гидрографическая единица –горная река Баянколь, протекающая в 2 км к западу от участка работ, менее крупными являются ручьи Актас т Байменсай.

Климат района работ резко континентальный, здесь продолжительная и довольно холодная зима. Максимальная среднегодовая температура от -3,4 до 25,0°С, минимальная среднегодовая от -14,8 до 9,3°С.

В горных районах количество атмосферных осадков значительно выше, чем в межгорных впадинах. Среднегодовое количество осадков составляет 359 мм, при максимальном значении в 2016г. -486 мм, и при минимальном значении в 2022 г. – 285 мм.

Общее среднегодовое количество осадков соответствует к 50% обеспеченности.

Таблица 2-6 Количество осадков по метеорологической станции "Нарынкол", в мм

годы	месяцы																	
	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII	всего	ср	макс	мес	мин	мес
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19
2014	5	19	10	39	11	39	42	35	43	57	22	4	326	27	57	октябрь	4	декабрь
2015	2	11	25	29	55	81	15	36	76	29	8	17	384	32	81	июнь	2	январь
2016	12	8	19	77	56	84	72	48	13	46	35	16	486	41	84	июнь	8	февраль
2017	3	20	27	61	28	78	34	23	13	8	29	5	329	27	78	июнь	3	январь
2018	15	11	28	27	28	80	61	40	36	18	29	4	377	31	80	июнь	4	декабрь
2019	9	21	6	60	43	27	87	35	35	37	10	10	380	32	87	июль	6	март
2020	6	9	22	35	47	42	43	35	16	18	17	0	290	24	47	май	0	декабрь
2021	13	10	18	27	17	38	85	14	17	67	26	5	337	28	85	июль	5	декабрь
2022	1	8	28	18	81	7	53	11	32	22	18	6	285	24	81	май	1	январь
2023	13	6	25	34	46	90	38	31	65	25	26	5	404	34	90	июнь	5	декабрь
среднее	7,9	12	21	41	41	57	53	31	35	33	22	7,2	359,8	30	77		3,4	
макс	12	20	28	77	81	90	87	48	65	67	35	17	627	52	90		8	
мин	1	6	6	18	11	7	15	11	13	8	8	4	108	9	47		0	

Таблица 2-7 Определение обеспеченности по годам в

№№ п/п	Год	Осадки, мм	Обеспеченность, P=
1	2016	486	6,73
2	2023	404	16,35
3	2015	384	25,96
4	2019	380	35,58
5	2018	377	45,19
6	2021	337	54,81
7	2017	329	64,42
8	2014	326	74,04
9	2020	290	83,65
10	2022	285	93,27

где,

P –обеспеченность в %;

n -общее число членов ряда 4;

m -порядковый номер.

По классификации, разработанный П.П. Климентьевым, месторождение по совокупности гидрогеологических условий относится к VI типу, так как расположено в высокогорном районе, выше местного базиса эрозии и сложено палеозойскими трещиноватыми породами. Подземные воды развиты лишь в зонах открытой трещиноватости этих пород.

Водовмещающими породами являются песчаники, алевропесчаники, глинистые и мраморированные известняки, доломиты и доломитизированные известняки, сланцы. Мощность зоны интенсивной трещиноватости, по данным буровых скважин, достигает 190 м, а в зонах разломов порядка 200-300 м. Наличие трещин открытого типа и обуславливает обводненность палеозойских пород. Глубина залегания уровня подземных вод колеблется в весьма широких пределах: от нуля (естественные выходы подземных вод в зоне выклинивания) до 100-200 м на водораздельных участках.

Фильтрационные свойства пород не определились. Водообильность пород, судя по дебитам родников, слабая и составляет в среднем 0.15–0.75 л/с. Воды по качеству пресные с минерализацией 0.1–0.3 г/л.

Химический состав подземных вод исключительно гидрокарбонатный, кальциево-магниевый. Вредные компоненты в водах содержатся в допустимых количествах, регламентируемых соответствующими ГОСТами. Содержание урана колеблется от 6.6×10^{-6} до 1.3×10^{-5} г/л, общая жесткость не превышает 4.0 мг/экв. Реакция вод слабощелочная, pH = 1.25–8.45.

В процессе проведения работ на месторождении Карагайлы- Актас, на горизонте 2610м было установлено сложное геологическое строение и трудные горнотехнические условия для проходки подземных выработок по дайке грейзенизированных гранитов. Граниты, пересекаемые горными выработками оказались весьма трещиноваты, с большим количеством зон дробления мощностью до 3-5м.

Трещины и зоны выполняются слюдистыми образованиями, что дополнительно, весьма неблагоприятно, отражается на устойчивости пород, По большинству зон дробления отмечается обильный (до струй) водоприток в горные выработки.

В основном при проходке горных выработок наблюдаются незначительные водопритоки за счёт инфильтрации вод. Пройденные некоторые подземные выработки, в основном, оказались сухими, а в отдельных интервалах в штольне №4 (гор. 2770 м) и

штольни №9 (2610 м), где по зонам дробления приток воды в виде капежа составил до 0.5 л/сек. в штольне №8, пройденной за пределами месторождения, водоприток увеличился до 5 л/сек.

Подземные воды зоны открытой трещиноватости палеозойских пород в основном формируются за счёт фильтрации атмосферных осадков, местами возможно происходит питание за счет поверхностных источников в виде ручьи и речек. Основные направление подземного тока – северное, северо-западное и северо-восточное.

Разгрузка подземных вод осуществляется путем оттока в смежные водоносные горизонты в зонах тектонических нарушений и в виде родников.

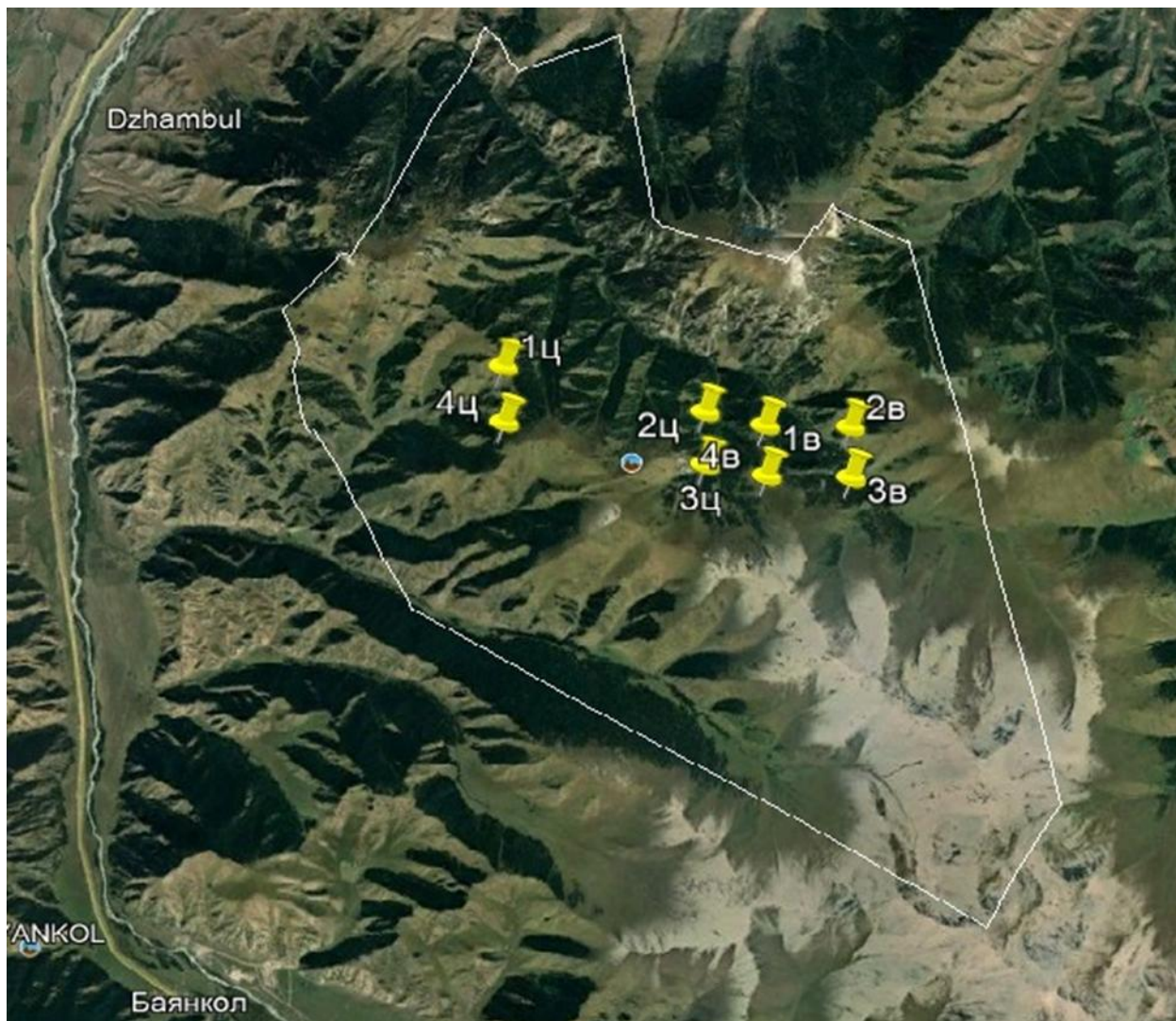


Рисунок 2-2 Схема водораздела территории участка Центральный Карагайлы-Актасского месторождения Обзорная карта района работ

Условные обозначения:

1ц-4ц –угловые точки участка Центральный

Четырехугольник белого цвета – площадь участка Центральный

Многоугольник синего цвета -территория водораздела, 11,3 кв.км.

Примечание:

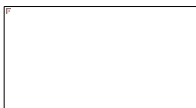
Граница нижней части (северо-восточной) водораздела проведена по линии абсолютной отметкой 2600м.

2.4.1. Прогноз водопритоков в горные выработки

Многолетний опыт проведения детальных гидрогеологических исследований (с целью прогнозирования водопритоков в подземные горные выработки), на месторождениях полезных ископаемых, приуроченных к трещиноватым и закарстованным отложениям, показывает, что основными приемлемыми методами оценки прогнозных водопритоков в этих условиях являются: гидрогеологической аналогии и балансовый.

Метод гидрогеологической аналогии

Расчет прогнозных максимальных водопритоков производится по формуле:



где: Q_p – прогнозный водоприток, $\text{дм}^3/\text{с}$;

Q_f – фактические водопритоки, $5,5 \text{ дм}^3/\text{с}$;

F_p – проектная площадь шахтного поля (штольни), $1631,6 \text{ м}^2$;

F_f – фактическая площадь шахтного поля (штольни), $4351,3 \text{ м}^2$.

В качестве фактического водопритока, принят приток воды по зонам дробления равного $5,5 \text{ дм}^3/\text{с}$, в виде капежа до $0,5 \text{ дм}^3/\text{с}$ в отдельных интервалах в штольне №4 (гор. 2770 м), штольни №9 (2610 м) и в штольне №8, пройденной за пределами месторождения, где водоприток увеличился до $5 \text{ дм}^3/\text{с}$.

В качестве проектной площади шахтного поля принимаем площадь проектируемых штольни гор. 2690 м, где сечение равно $15,6 \text{ м}^2$, длина $245,8 \text{ м}$, штольни гор. 2770 м, где сечение равно $15,6 \text{ м}^2$, длина $167,5 \text{ м}$:

$$F_p = (\sqrt{15,6 * 245,8}) + (\sqrt{15,6 * 167,5}) = (3,9 * 245,8) + (3,9 * 167,5) = 1631,6 \text{ м}^2$$

В качестве фактической площади шахтного поля принимаем площадь существующих штольни №4 гор. 2770 м и штольни №9 гор. 2690 м:

$$F_f = \sqrt{5,2 * 1720} = 2,53 * 1720,0 = 4351,3 \text{ м}^2$$

Подставляя значения параметров в формулу, получим:

$$Q_p = 5,5 \sqrt{\frac{1631,6}{4351,3}} = 5,5 * 0,61 = 3,36 \text{ дм}^3/\text{с} \text{ или } 12,1 \text{ м}^3/\text{час}$$

Балансовый метод

Балансовым методом будут определены естественные ресурсы участка Центральный различной обеспеченности, формирующиеся за счет инфильтрации атмосферных осадков и фильтрации поверхностного стока ручьев.

Естественные ресурсы (или динамические запасы) характеризуют величину питания подземных вод за счёт инфильтрации атмосферных осадков, поглощения речного стока и перетекания из других водоносных горизонтов, суммарно выраженную величиной расхода потока или толщиной слоя воды, поступающего в подземные воды.

Для Карагайлы-Актасского месторождения объем естественного ресурса подземных вод за счет инфильтрации атмосферных осадков, определяется по следующей формуле:

$$Q_{e.p} = \epsilon * F$$

где,

$Q_{e.p}$ – естественные ресурсы, тыс. $\text{м}^3/\text{год}$;

Е- величина питания за счет инфильтрации атмосферных осадков м.

F- площадь питания (водораздела), 11300 м².

Таким образом, объем естественных ресурсов равен:

При многоводном году (6,73% обеспеченности)

$$Q_{e.p}=0,0486*11300=549,18 \text{ тыс. м}^3/\text{год}$$

При маловодном году (93,27% обеспеченности)

$$Q_{e.p}=0,0285*11300=322,05 \text{ тыс. м}^3/\text{год}.$$

Развитие депрессионной воронки

В процессе проведения предварительной разведки Карагайлы-Актасского месторождения для определения гидрогеологических условий и возможных водопритоков в горные выработки специальные гидрогеологические исследования не проводились.

Для более достоверного определения количества водопритоков и уточнения границ развития депрессионной воронки, необходимо провести специальные гидрогеологические исследования (гидрогеологические маршруты, бурение гидрогеологических скважин, геофизические исследования в скважинах, опытно-фильтрационные работы, лабораторные и камеральные работы) в пределах водораздельной территории месторождения с изучением подземных (родники) и поверхностных (ручьи и реки) водоисточников.

2.4.2. Обеспеченность месторождения питьевой и технической водой

Основная гидрографическая единица района – горная река Баянкол и её притоки Ашутор, Акколь, Нарынкол и Байменсай, протекающие в 2-х км к западу от месторождения. Питание реки и её притоков ледниковое. В период снеготаяния (июль-август) расход воды достигает 80 м³/сек, в зимние месяцы – 1.6–2.0 м³/сек., средний составляет – 10 м³/сек.

Вода хорошего качества, используется населением пос. Нарынкол и ближайшими колхозами, и совхозами. Ледовые явления на реке наблюдаются с декабря по февраль (шуга, наледи и др.). Толщина льда 40–50 см. Выше водозабора источников загрязнения реки нет. Недостатками варианта водоснабжения из р. Баянкол являются:

Большая разность высот между возможным водозабором (2130 м) и промплощадкой месторождения (2600 м), что вызывает необходимость установки дорогостоящих насосов и водоводов.

Прокладка водовода по скальному грунту (20% от общей длины), по южному склону р. Казбексай и Байменсай.

Образование наледи в долине реки Баянкол в декабре-январе, в связи с чем необходимо строить водозаборную галерею, длиной 200-300 м.

Другим вариантом водоснабжения является водозабор в месте слияния рек Казбексай и Байменсай, которые питаются за счёт источников, обеспечивающих суммарный дебит 0.2 м³/сек., вполне достаточный для водоснабжения технической водой рудника, обогатительной фабрики и питьевой водой поселка. Вода по качеству аналогичная воде р. Баянкол. Преимуществом второго варианта водоснабжения является:

- Меньшая разность высот между водозабором (2300 м) и промплощадкой (2600 м).
- Подача воды в поселок самотеком.
- Меньшие затраты на строительство водозабора и водовода.

2.5. Запасы руды, принятые к проектированию

На основании Постановления заседания Государственной комиссии по запасам полезных ископаемых Республики Казахстан (Протокол № 2638-23-У от 25 декабря 2023 года, г. Астана), утверждены параметры промышленных кондиций и запасы для подземной разработки участка "Центральный" месторождения оловянно-вольфрамово-литиевых руд Карагайлыактас:

1) Параметры промышленных кондиций включают:

- Содержание лития в руде составляет 0,07%.
 - Минимальная мощность рудного тела, включаемого в контуры подсчета запасов, не менее 1,0 метра. При меньшей мощности, но высоком содержании меди, используется соответствующий метропроцент.
 - Минимальная допустимая мощность прослоев пустых пород и некондиционных руд, включаемых в подсчет запасов, составляет не менее 3,0 метров.
- 2) Запасы участка "Центральный" месторождения оловянно-вольфрамово-литиевых руд Карагайлыактас утверждены для подземной разработки на 2 января 2023 года в следующих количествах:

Геологические запасы	Ед. изм.	Балансовые запасы по категориям		
		C ₁	C ₂	C ₁ +C ₂
руда	тыс. т	15 703,8	30 847,2	46 551,0
олово	т	49 020	-	49 020
трехокись вольфрама	т	8 976	-	8 976
окись лития	т	60 627	90 863,0	151 490
среднее содержание				
олово	%	0,31	-	0,31
вольфрам	%	0,06	-	0,06
литий	%	0,39	0,325	0,357

2.6. Эксплуатационная разведка

В соответствии с требованиями горного законодательства, при отработке месторождения недропользователь обязан осуществлять эксплуатационную разведку. Целью этой разведки является своевременное получение достоверной информации, необходимой для оперативного планирования и безопасного, эффективного ведения горных работ. Процесс геологического изучения месторождения при его эксплуатации состоит из эксплуатационной разведки и эксплуатационного опробования.

Целевое назначение эксплуатационной разведки включает:

- Уточнение условий залегания, размеров и формы рудных тел, их внутреннего строения в пределах рабочего или подготавливаемого к отработке уступа или горизонта.
- Уточнение качества руд, распределения полезных компонентов и вредных примесей.
- Детализация пространственного распределения и соотношения различных типов и сортов руд.
- Управление качеством добываемой руды и контроль над полнотой отработки запасов.
- Оконтуривание безрудных блоков внутри рудных тел и прослеживание контактов кондиционной руды с вмещающими породами.
- Уточнение гидрогеологических, инженерно-геологических и других условий эксплуатации.
- Выявление и прослеживание тектонических зон, опасных по воде, газу и другим факторам.
- По целевому назначению эксплуатационная разведка делится на опережающую и сопровождающую.

Опережающая эксплуатационная разведка проводится в пределах эксплуатационного этажа, группы блоков, подготавливаемых к очистным работам при подземной разработке месторождения, или в пределах уступа при открытой разработке. Основная цель опережающей разведки – уточнение контуров рудных тел и установление

других параметров с детальностью, обеспечивающей составление локальных проектов отработки и перспективное планирование подготовительных и нарезных выработок. Опережающая разведка опережает добычные работы на один-два года и, как правило, сопровождает или несколько опережает горно-подготовительные работы.

Сопровождающая эксплуатационная разведка проводится в отрабатываемых блоках и включает в себя геологическую документацию и опробование нарезных и очистных выработок, а также опробование скважин и шпуров, буримых для отбойки руды. Данные эксплуатационного опробования используются для корректировки добычных работ, управления процессом добычи, составления оптимальной шихты, повседневного контроля за полнотой и качеством отработки запасов, а также для определения и учета фактических потерь и разубоживания.

В подземном руднике опережающая разведка совмещается по времени с проходкой подготовительных выработок, а сопровождающая – с проходкой нарезных выработок и буровзрывных скважин. Опережающая эксплуатационная разведка включает бурение целевых разведочных скважин и проходку горных выработок.

Общий объем проходки разведочных скважин и выработок определяется локальным проектом. Количество бороздовых проб в год определяется геологическим отделом рудника. Объем буровых работ определяется по опытным данным рудника, средний объем бурения составляет 2 погонных метра скважин на одну тысячу тонн добываемой руды.

Полученные данные служат основой для трассировки основных подготовительных выработок, которые одновременно выполняют функцию разведочных. Таким образом, при опережающей эксплуатационной разведке уточняются положение рудного тела, его морфологические особенности с детальностью, обеспечивающей составление локальных проектов отработки и перспективное планирование горных работ и добычи на период до двух лет.

Сопровождающая разведка совмещается с проходкой нарезных выработок и скважин, буримых для отбойки руды. Опробование будет производиться в каждой второй скважине веера. Шламовые пробы отбираются двухметровыми интервалами. Сопровождающая разведка на руднике обеспечит оперативное планирование добычи, управление качеством и полноту выемки запасов с минимальными потерями и разубоживанием.

Все пробы, полученные в результате эксплуатационных разведочных работ, направляются в лабораторию рудника, где проходят обработку и анализируются, и определяется содержание полезных компонентов в пробах. Для оценки достоверности результатов анализов рядовых проб, выполненных в лаборатории рудника, при необходимости проводится дополнительный внутренний или внешний геологический контроль..

Для оценки достоверности результатов анализов рядовых проб, выполненных в лаборатории рудника, при необходимости проводится дополнительный внутренний или внешний геологический контроль.

РАЗДЕЛ 3. Горная часть. Технические решения

3.1. Производительность рудника.

В соответствии с «Технико-экономическое обоснованием промышленных кондиций с подсчетом запасов вольфрамово-оловянно-литиевых руд на участках Центральный и Байменсай месторождения Карагайлыактас в Райымбекском районе Алматинской области (по состоянию на 01.01.2024г.)», производительность рудника утверждена в объеме 1 млн.т/год.

В соответствии с «Нормами технологического проектирования» (ВНТП-13-2-93) годовая производственная мощность рудника по добыче руды рассчитывается по горнотехническим возможностям отработки запасов категории В+С1+С2.

Исходя из величины годового понижения очистных работ, расчет годовой производственной мощности рудника выполним по формуле:

$$A = \frac{V \cdot S \cdot \gamma_p \cdot K_p \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4}{K_p}, \text{ тыс. тонн.}$$

Где, V – 20 м – среднее годовое понижение уровня выемки;
 S – 40 тыс. м² – средняя величина рудной площади этажа;
 K_1 = 1 – поправочный коэффициент величины годового понижения уровня выемки в зависимости от угла падения;
 K_2 = 0,6 - поправочный коэффициент в зависимости от мощности рудных тел;
 K_3 = 0,85 - поправочный коэффициент в зависимости от применяемой системы разработки;
 K_4 = 1,0 - поправочный коэффициент в зависимости от числа этажей, находящихся в работе;
 γ_p = 2,65 т/м³ – плотность руды;
 K_p = 0,85 – коэффициент потерь;
 K_p = 0,88 – коэффициент разубоживания.

$$A = \frac{20 \cdot 40 \cdot 2,65 \cdot 0,85 \cdot 1 \cdot 0,6 \cdot 0,85 \cdot 1}{0,88} = 1044,34 \text{ тыс тонн.}$$

Для дальнейших расчетов производительность подземного рудника с учетом ТЭО принимается в **1 млн.т. руды в год.**

3.2. Срок отработки месторождения

Срок отработки месторождения при максимальном годовом объеме добычи определим по формуле:

$$T_1 = \frac{Q_{\text{бал}} \cdot K_p}{A \cdot K_p}, \text{ лет.}$$

Где: $Q_{\text{бал}}$ – балансовые запасы, намеченные к отработке, $Q_{\text{бал}}$ = 42 229, 8 тыс.т
 K_p – коэффициент, учитывающий потери руды, K_p = 0,85;
 K_p - коэффициент, учитывающий разубоживание руды, K_p = 0,88;
 A = 1 000,0 тыс.тонн/год.

$$T_1 = \frac{42\,229,8 \cdot 0,85}{1000,0 \cdot 0,88} \approx 41 \text{ лет}$$

С учетом времени на строительство и восстановительные работы существующих выработок, наращивание объемов горных работ с выходом на проектную мощность и времени затухание, срок службы рудника составляет 44 года.

Установленная проектом годовая мощность рудника достигается на третий год эксплуатации при работе на горизонте 80м (отм.2770)м.

Согласно ТЭО, принимается следующий режим работы рудника:
Режим работы рудника круглогодичный, число рабочих дней в году 365; число рабочих смен в сутки - 3. Продолжительность смены 8 часов.

3.3. Существующая схема вскрытия месторождения

Запасы участков Центральный и Байменсай вскрыты штольнями №1 и №4 на уровне отметки 2770 м, а также штольней №6 на уровне отметки 2610 м. Штольни имеют сечение 6,4 м².

Существующие горные выработки требуют проведения ремонтно-восстановительных работ. Перед началом этих работ необходимо провести обследование комиссией, составить акт и возобновить работы в соответствии с требованиями ПОПБ..

3.4. Вскрытие месторождения

Горнотехнические условия разработки, размеры месторождения и характер залегания рудных тел предопределили подземный способ разработки месторождения.

На основании технико-экономического обоснования (далее ТЭО) а также учитывая рельеф местности настоящим проектом выбран вариант вскрытия месторождения штольнями на уровне отметок 2610м., 2690м. и 2770м., двумя наклонно-транспортными съездами (НТС-1 и НТС-2), одним главным вентиляционным восстающими (ГВВ) для подачи свежего воздуха (центральный), и двумя фланговыми вентиляционными ходовыми восстающими (ВХВ-1 и ВХВ-2) для выдачи загрязненного воздуха.

Наклонно-транспортные съезды НТС-1 и НТС-2 проходятся под углом $\alpha=10^0$, за пределами зоны сдвижения на минимальном расстоянии от рудных тел, что сокращает объем горизонтальных и вертикальных выработок. Транспортные съезды, предназначенные для перевозки людей, материалов оборудования. Перевозка людей через наклонно-транспортные съезды (НТС-1 и НТС-2) осуществляется автотранспортом специального назначения, и служат как механизированные запасные выходы.

Согласно ПОПБ для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы (утвержденный приказом Министра по инвестициям и развитию от 30 декабря 2014 года № 352), (3.Устройство выходов из горных выработок), п.122 Допускается использование автотранспортных уклонов в качестве запасных выходов в аварийных ситуациях на вышележащие горизонты и непосредственно на поверхность при соблюдении следующих условий:

- 1) выезд людей осуществляется оборудованным автотранспортом, находящимся в зоне ведения горных работ;
- 2) вблизи уклонов на нижележащих горизонтах оборудуются в соответствии с проектом камеры аварийного воздухообеспечения, в которых обеспечивается хранение запасных самоспасателей в количестве, превышающем на 10 процентов максимальную численность смены. При обосновании проектом оборудуются камеры-убежища.

Штольни на уровне отметок +2610, +2690 +2770м также служат дополнительными запасными выходами, по которым также предусматриваются перевозка людей автотранспортом специального назначения.

Штольня на уровне отметки +2610 также служить как основной концентрационный горизонт для выдачи руды (горной массы) на поверхность с использованием ленточного конвейера.

Главный вентиляционный восстающий предназначен для подачи свежего воздуха. Фланговые вентиляционные восстающие предназначены для выдачи загрязненного воздуха.

В процессе горнопроходческих работ необходимо произвести расширение сечений существующих горных выработок (штольной, и откаточных выработок) до проектных. Сечение откаточных выработок, в том числе штольной, и НТС должны обеспечить условия свободного проезда по ним самоходного оборудования с необходимыми безопасными зазорами между габаритами оборудования и стенками выработок, и с учетом пропуска необходимого количества воздуха со скоростью воздушной струи не более 4 м/с.

Вскрытие месторождения осуществляется каскадным методом сверху вниз, начиная с верхнего горизонта 80м (отм.+2770м). По мере проходки НТС, транспортных штреков на горизонтах и квершлагов к вентиляционным восстающим проходка ВВ 1 и 2, производится с низу вверх также каскадным методом. Каскадный метод вскрытия запасов, и проходки ГВВ, ВХВ 1 и 2, ускорит подачу свежего воздуха на очистные и проходческие забои, а также ускорит темп проходки.

Данная схема вскрытия принята с целью обхвата всех запасов на горизонтах и ускорения ввода их в эксплуатацию, для усовершенствования схемы вскрытия и подготовки рудных тел.

Для подачи свежего воздуха и организации вторых запасных выходов, этажи и подэтажи сбиваются между собой вентиляционно-ходовыми восстающими.

По мере проходки транспортного уклона через 25 м формируется ниша безопасности, а через 50-150 м оборудуются погрузочные пункты (заезды) и технологические ниши (камеры - по длине ПДМ), которые используются для разминировки и разворота самоходного оборудования, укрытия самоходных машин, а также установки вентиляторов местного проветривания.

В соответствии с требованием ПОПБ вблизи пересечения наклонно-транспортных съездов с откаточными штреками (штольнями) проходятся камеры аварийного воздухообеспечения (КАВС).

В период производства проходческих работ откачка воды осуществляются по временной схеме и в качестве накопителей используются пройденные технологические ниши.

3.4.1. Горно-капитальные работы

В соответствии с «Нормами технологического проектирования...» в плане горных работ к горно-капитальным выработкам отнесены транспортные штреки (штольни), транспортные уклоны, вентиляционные восстающие, вентиляционно-ходовые восстающие, погрузочные выработки, рудоспуски и выработки по выдаче руды (породы), камерные выработки на горизонтах.

Расширения сечений существующих и проектируемых выработок определены исходя из их функциональных задач и габаритов, а также с учетом требований ПОПБ по зазорам и обеспечению необходимой вентиляции. Сечение транспортного уклона и откаточных выработок выбрано с учетом передвижения самоходного оборудования.

Сечение концентрационного горизонта (штольни на уровне отм.+2160м) выбрано с учетом пропуска по ним самоходного оборудования и размещения конвейерного транспорта, с обеспечением необходимых зазоров в соответствии с требованиями ПОПБ.

Сечения воздухопадающих и воздуховыдающих восстающих, вентиляционных штреков, ортов и сбоек проверены на соответствие требованиям по пропуску воздуха.

Крепление горизонтальных выработок выполняется в соответствии с горно-геологическими условиями и требованиями ПОПБ, с использованием штанговой железобетонной и комбинированной крепей.

При прохождении выработок через сильнотрещиноватые, раздробленные породы с повышенной пустотностью ($V_{стн}=14,2$ МПа; $R_t=1,4$ МПа; $f=6$), относящиеся к комплексу неустойчивых пород, применяется арочная металлическая крепь из профиля СПВ-27, с установкой рам через 1,0 м, железобетонной затяжкой и забутовкой пространства между крепью и горной породой бетоном.

При пересечении наклонно-транспортным съездом слаботрещинчатых, прочных пород ($R_{сж.в.}=58,0$ МПа; $R_t=4,7$ МПа; $f=8$), относящихся к комплексу среднеустойчивых пород, рекомендуется применять штанговую железобетонную крепь с расстоянием между штангами в ряду 0,9 м и между рядами штанг 1,0 м. Стенки и свод выработки покрываются слоем торкретбетона толщиной 5 см.

При проходке выработок предусмотрено бурение опережающих скважин буровым станком типа БП-100Н (или ЛПСЗу) для обеспечения безопасности в случае прорыва воды в горные выработки.

Сечения вентиляционных и вентиляционно-ходовых восстающих рассчитаны с учетом размещения в них ходовых и вентиляционных отделений, а также обеспечения пропуска необходимого количества воздуха со скоростью до 6 м/с при наличии лестничных отделений. В чисто вентиляционных восстающих (скважинах большого диаметра) скорость воздушной струи, согласно ПОПБ, не ограничивается.

Камерные выработки приняты по аналогам и типовым проектам, применяемым на рудниках (камеры ремонта вагонеток, склады противопожарных материалов, камеры перегрузки и т.д.).

Сечения горно-капитальных выработок приведены на графических приложениях. Общий объем горнопроходческих работ, необходимых для вскрытия запасов, приведен в таблице 3.1.

3.4.2. Горизонты

Сечения горизонтальных выработок транспортных штреков, наклонно-транспортных съездов и квершлагов принято из условия пропуска по ним используемых типов самоходного оборудования с учетом обустройства и зазоров, допускаемых ПОПБ, и подачи необходимого количества воздуха для проветривания горных выработок. Тип крепи выработок определяется исходя из крепости и устойчивости пород.

Горизонты: вскрываются штольнями, полевыми транспортными штреками на всю протяженность месторождения по простиранию.

Главный вентиляционный восстающий для подачи свежего воздуха проходятся по центру учитывая порядок отработки запасов от центра к флангам.

На флангах проходятся вентиляционно-ходовые, восстающие (ВХВ-1 и ВХВ) между горизонтами до сбойки с поверхностью.

Вентиляционные восстающие проходятся с помощью проходческих комплексов КПВ-4. Сечение прямоугольной формы ($10,0$ м²). Вдоль ВВ монтируется отделения для коммуникации.

Все горизонтальные выработки проходятся под углом $0,02$, позволяющим сток шахтных и подземных вод в сторону насосной камеры.

Сопряжения выработок крепятся ж/б штангами и торкретбетоном при необходимости комбинированной крепью (штангами, металлической сеткой и торкретбетоном), арочной металлической и бетонной крепью. При прохождении ослабленных участков вмещающих пород вид крепления определяется геомеханической и геолого-маркшейдерской службой рудника.

Бурение забоя всех выработок, а также под ЖБШ производится с помощью самоходного бурового оборудования (далее СБУ) Boomer 281.

Уборка и вывозка горной массы до капитального рудоспуска выполняется ПДМ WJ-3 и самосвалами МТ 2010. Погрузка руды (горной массы) на конвейер осуществляется вибропитателем.

Проветривание выработок во время проходки осуществляется с помощью вентилятора местного проветривания ВМЭ-12А, который устанавливается на площадке портала. Свежий воздух в забой подается по двум ставам вент. труб Ø=800 мм.

На каждом горизонте предусматриваются следующие камерные выработки:

- склад противопожарных материалов и подземная уборная;
- расходный склад ВМ емкостью 2т;
- камера ожидания;
- камера аварийного воздуходообеспечения (КАВС).
- камера ремонта СХО;
- камера участковых подстанций.

Учитывая вскрытие месторождения штольнями и наклонно транспортными съездами имеющие непосредственный выход на поверхность, а также предусмотренный для заправки техники топливозаправщик, настоящим проектом не предусматриваются специальные камеры на горизонтах для обслуживания самоходной техники (гараж, заправочный пункт).

Места расположения камерных выработок определены с учетом требования действующих инструкций и ПОПБ.

Сопряжения горных выработок, участки расширения выработок для разминок, камерные выработки крепятся монолитной бетонной или комбинированной крепями в зависимости от типа и категорий устойчивости пород.

Таблица 3-1 Объемы горнопроходческих работ по месторождению «Карагайлыаткас» горизонт 80м (+2770м)

№ п.п.	Гор.	Наименование	Сечение, м ²	Длина, п.м.	Объем, м ³	Вид
1	80м. (отм.+2770)	НТС-1 (уклон), закруглением	15.6	258.8	4,385.8	ГКР
2		НТС-2 (уклон), закруглением	15.6	254.5	4,317.9	ГКР
3		Квершлаг	15.6	335.7	5,237.5	ГКР
4		ГВВ (глав.вент.восст)	10.0	126.9	1,268.7	ГКР
5		Вентиляционный квершлаг	15.6	174.3	2,719.5	ГКР
6		ВХВ 1	7.6	5.5	41.7	ГКР
7		ВХВ 2	7.6	145.3	1,104.0	ГКР
8		Рудоспуск (с рукавами)	7.6	60.0	456.0	ГКР
9		Подходная выработка рудоспуску	15.6	60.0	936.0	ГКР
10		Камера разгрузки	20.0	15.0	300.0	ГКР
11		КАВС (камера)	11.7	6.0	69.9	ГКР
12		Камера участковых подстанций	9.5	5.0	47.5	ГКР
13		Расходный склад ВМ емкостью 2т	12.0	97.2	1,164.0	ГКР
14		Склад противопожарных материалов	11.6	3.9	45.2	ГКР
15		Вентиляционные восстающие	7.6	80.0	608.0	ГПР

План горных работ по добыче оловянно-вольфрамово-литиевых руд
на участке «Центральный» месторождения Карагайлыаткас
- ТОМ 1 КНИГА 1 -

№ п.п.	Гор.	Наименование	Сечение, м ²	Длина, п.м.	Объем, м ³	Вид
16		Штольня гор.2770	15.6	167.5	2,612.9	ГПР
17		Расширение существующих штольной	9.6	285.5	2,741.2	ГПР
18		Расширение откаточных выработок	9.6	1,214.2	11,655.9	ГПР
19		Расширение буро-доставочных штреков	5.6	264.4	1,480.7	ГНР
20		Полевой откаточный штрек	15.6	4,316.6	67,338.6	ГПР
21		Разминочные и перегрузочные камеры (расширение на местах сопряжения выработок)	5.0	2,158	10,791.4	ГПР
22		Заезды	11.6	7,232.0	83,891.7	ГПР
23		Буро-доставочные штреки	11.6	10,267.0	119,097.2	ГНР
24		Эксплационные разведочные штреки	15.6	50.0	780.0	ЭРР
		Итого		27,584	323,091	
		В том числе		1,548	22,094	ГКР
				15,454	179,640	ГПР
				10,531	120,578	ГНР
				50	780	ЭРР

Таблица 3-2 Объемы горнопроходческих работ по месторождению «Карагайлыаткас»
Горизонт 160м (+2690м)

№ п.п.	Гор.	Наименование	Сечение, м ²	Длина, п.м.	Объем, м ³	Вид
1	180м. (отм.+2690)	НТС-1 (уклон), с закруглением	15.6	719.4	11,570.0	ГКР
2		НТС-2 (уклон), с закруглением	15.6	593.1	9,600.4	ГКР
3		Штольня гор.2690	15.6	245.8	3,833.9	ГПР
4		Квершлаг	15.6	504.8	7,874.7	ГКР
5		ГВВ (глав.вент.восст)	10.0	83.2	831.6	ГКР
6		Вентиляционный квершлаг	15.6	240.3	3,749.1	ГКР
7		ВХВ 1	7.6	80.0	608.0	ГКР
8		ВХВ 2	7.6	81.1	616.7	ГКР
9		Рудоспуск (с рукавами)	7.6	100.0	760.0	ГКР
10		Подходная выработка к рудоспуску	15.6	60.0	936.0	ГКР
11		Камера разгрузки	20.0	15.0	300.0	ГКР
12		КАВС (камера)	11.7	6.0	69.9	ГКР
13		Камера участковых подстанций	9.5	5.0	47.5	ГКР
14		Расходный склад ВМ емкостью 2т	12.0	97.2	1,164.0	ГКР

№ п.п.	Гор.	Наименование	Сечение, м²	Длина, п.м.	Объем, м³	Вид
15		Склад противопожарных материалов	11.6	3.9	45.2	ГКР
16		Вентиляционные восстающие	7.6	50.7	385.3	ГПР
17		Полевой откаточный штрек	15.6	6,163.8	96,155.5	ГПР
18		Разминовочные и перегрузочные камеры (расширение на местах сопряжения выработок)	5.0	3,082	15,409.5	ГПР
19		Заезды	11.6	11,142.4	129,251.8	ГПР
20		Буро-доставочные штреки	11.6	19,949.3	231,411.6	ГНР
21		Эксплутационные разведочные штреки	15.6	100.0	1,560.0	ЭРР
		Итого		43,323	516,181	
		В том числе		2,589	38,173	ГКР
				20,685	245,036	ГПР
				19,949	231,412	ГНР
				100	1,560	ЭРР

Таблица 3-3 Объемы горнопроходческих работ по месторождению «Карагайлыаткас»
Горизонт 240м (+2610м)

№ п.п.	Гор.	Наименование	Сечение, м ²	Длина, п.м.	Объем, м ³	Вид
1	240м. (отм.+2610)	НТС-1 (уклон), с закруглением	15.6	601	9,731	ГКР
2		НТС-2 (уклон), с закруглением	15.6	605	9,786	ГКР
3		Квершлаг	15.6	133	2,077	ГКР
4		ГВВ (глав.вент.восст)	10.0	79	792	ГКР
5		Вентиляционный квершлаг	15.6	192	2,993	ГКР
6		ВХВ 1	7.6	80	608	ГКР
7		ВХВ 2	7.6	80	608	ГКР
		Рудоспуск (с рукавами)	7.6	100	760	ГКР
		Подходная выработка к рудоспуску	15.6	60	936	ГКР
		Камера разгрузки	20.0	15	300	ГКР
8		Расширение существующих штольной	9.6	897	8,609	ГПР
9		Расширение откаточных выработок	9.6	288	2,766	ГПР
10		Расширение буро-доставочных штреков	5.6	74	417	ГНР
11		КАВС (камера)	11.7	6	70	ГКР
12		Камера участковых подстанций	9.5	5	48	ГКР
13		Расходный склад ВМ емкостью 2т	12.0	97	1,164	ГКР
14		Склад противопожарных материалов	11.6	4	45	ГКР
15		Вентиляционные восстающие	7.6	94	718	ГПР
16		Полевой откаточный штрек	15.6	5,639	87,967	ГПР

№ п.п.	Гор.	Наименование	Сечение, м ²	Длина, п.м.	Объем, м ³	Вид
17		Разминовочные и перегрузочные камеры (расширение на местах сопряжения выработок)	5.0	2,819	14,097	ГПР
18		Заезды	11.6	7,924	91,923	ГПР
19		Буро-доставочные штреки	11.6	16,095	186,706	ГНР
20		Эксплутационные разведочные штреки	15.6	100	1,560	ЭРР
		Итого		35,990	424,681	
		В том числе		2,058	29,919	ГКР
				17,662	206,080	ГПР
				16,170	187,122	ГНР
				100	1,560	ЭРР

Таблица 3-4 Объемы горнопроходческих работ по месторождению «Карагайлыаткас» Горизонт 320м (+2530м)

№ п.п.	Гор.	Наименование	Сечение, м ²	Длина, п.м.	Объем, м ³	Вид
1	320м. (отм.+2530)	НТС-1 (уклон), с закруглением	15.6	752.7	12,090.5	ГКР
2		НТС-2 (уклон), с закруглением	15.6	618.6	9,998.2	ГКР
3		Квершлаг	15.6	207.6	3,238.0	ГКР
4		ГВВ (глав.вент.восст)	10.0	80.0	800.0	ГКР
5		Вентиляционный штрек	15.6	156.8	2,446.3	ГКР
6		КАВС (камера)	11.7	6.0	69.9	ГКР
7		Камера участковых подстанций	9.5	5.0	47.5	ГКР
8		Склад противопожарных материалов	12.0	97.2	1,164.0	ГКР
9		Вентиляционные восстающие	11.6	3.9	45.2	ГПР
10		Полевой откаточный штрек	15.6	3,167.6	49,415.1	ГПР
11		Заезды	11.6	6,056.9	70,259.5	ГПР
12		Буро-доставочные штреки	11.6	7,308.9	84,783.8	ГНР
13		Эксплутационные разведочные штреки	15.6	100.0	1,560.0	ЭРР
		Итого		18,561	235,918	
		В том числе		1,924	29,854	ГКР
				9,228	119,720	ГПР
				7,309	84,784	ГНР
				100	1,560	ЭРР

Таблица 3-5 Объемы горнопроходческих работ по месторождению «Карагайлыаткас»
Горизонт 400м (+2450м)

№ п.п.	Гор.	Наименование	Сечение, м ²	Длина, п.м.	Объем, м ³	Вид
1	400м. (отм+2450)	НТС-1 (уклон), с закруглением	15.6	580.0	9,309.0	ГКР
		НТС-2 (уклон), с закруглением	15.6	584.9	9,386.0	ГКР
2		Квершлаг	15.6	331.1	5,165.6	ГКР
3		ГВВ (глав.вент.восст)	10.0	21.1	211.5	ГКР
4		КАВС (камера)	11.7	6.0	69.9	ГКР
5		Камера участковых подстанций	9.5	5.0	47.5	ГКР
6		Склад противопожарных материалов	12.0	97.2	1,164.0	ГКР
7		Вентиляционные восстающие	11.6	3.9	45.2	ГПР
8		Полевой откаточный штрек	15.6	795.6	12,411.9	ГПР
9		Засезды	11.6	1,087.7	12,617.2	ГПР
10		Буро-доставочные штреки	11.6	1,284.8	14,903.3	ГНР
11		Эксплационные разведочные штреки	15.6	50.0	780.0	ЭРР
12		Итого В том числе		4,847	66,111	
				1,625	25,353	ГКР
				1,887	25,074	ГПР
				1,285	14,903	ГНР

Таблица 3-6 Объемы горнопроходческих работ по месторождению «Карагайлыаткас»
Сводная таблица

№ п.п.	Наименование	Сечение, м ²	Длина, п.м.	Объем, м ³	Тоннаж, м ³	Вид
1	НТС-1 (уклон), с закруглением	15.6	2,912	47,086	124,779	ГКР
2	НТС-2 (уклон), с закруглением	15.6	2,656	43,089	114,185	ГКР
3	Квершлаг	15.6	1,512	23,593	62,522	ГКР
4	ГВВ (глав.вент.восст)	10.0	390	3,904	10,346	ГКР
5	Вентиляционный квершлаг	15.6	606	9,461	25,073	ГКР
6	ВХВ 1	7.6	165	1,258	3,333	ГКР
7	ВХВ 2	7.6	306	2,329	6,171	ГКР
8	Рудоспуск (с рукавами)	7.6	260	1,976	5,236	ГКР
9	Подходная выработка к рудоспуску	15.6	180	2,808	7,441	ГКР
10	Камера разгрузки	20.0	45	900	2,385	ГКР
11	Расширение существующих штольной	9.6	1,182	11,350	30,078	ГПР
12	Штольня гор.2770	15.6	167	2,613	6,924	ГПР
13	Вентиляционный штрек	15.6	157	2,446	6,483	ГКР
14	КАВС (камера)	11.7	30	350	926	ГКР
15	Камера участковых подстанций	9.5	25	238	629	ГКР

№ п.п.	Наименование	Сечение, м ²	Длина, п.м.	Объем, м ³	Тоннаж, м ³	Вид
16	Расходный склад ВМ емкостью 2т	12.0	292	3,492	9,254	ГКР
17	Склад противопожарных материалов	11.6	206	2,464	6,529	ГКР
18	Штольня гор.2690	15.6	246	3,834	10,160	ГПР
19	Расширение откаточных выработок	9.6	1,502	14,422	38,218	ГПР
20	Вентиляционные восстающие	7.6	233	1,802	4,774	ГПР
21	Полевой откаточный штрек	15.6	20,083	313,288	830,214	ГПР
22	Разминочные и перегрузочные камеры (расширение на местах сопряжения выработок)	5.0	8,060	40,298	106,790	ГПР
23	Заезды	11.6	33,443	387,943	1,028,049	ГПР
24	Расширение буро-доставочных штреков	5.6	339	1,897	5,028	ГНР
25	Буро-доставочные штреки	11.6	54,905	636,902	1,687,790	ГНР
26	Эксплутационные разведочные штреки	15.6	400	6,240	16,536	ЭРР
	Итого		130,305	1,565,983	4,149,854	
	В том числе		9,744	145,393	385,292	ГКР
			64,916	775,550	2,055,208	ГПР
			55,244	638,799	1,692,818	ГНР
			400	6,240	16,536	ЭРР

Таблица 3.7-Календарный план добычи руды и металла

Наименование показателей	Ед.изм.	Годы эксплуатации											Всего
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	
Добыча товарной руды в м3	м3	188,679	264,151	377,358	377,358	377,358	377,358	377,358	377,358	377,358	377,358	377,358	3,849,057
Удельный вес	т/м3	2.65	2.65	2.65	2.65	2.65	2.65	2.65	2.65	2.65	2.65	2.65	2.65
Добыча товарной руды в т.	т	500,000	700,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	10,200,000
содержание, Li2O	%	0.31	0.31	0.31	0.31	0.32	0.32	0.33	0.32	0.28	0.28	0.28	0.31
Металл, Li2O	т	1,550	2,170	3,100	3,102	3,234	3,234	3,261	3,198	2,844	2,844	2,844	31,382
Объем горных работ по породе	м3	56,604	75,472	75,472	94,340	94,340	94,340	75,472	75,472	75,472	56,604	56,604	830,189

Наименование показателей	Ед.изм.	Годы эксплуатации											Всего
		12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	
Добыча товарной руды в м3	м3	377,358	377,358	377,358	377,358	377,358	377,358	377,358	377,358	377,358	377,358	377,358	4,150,943
Удельный вес	т/м3	2.65	2.65	2.65	2.65	2.65	2.65	2.65	2.65	2.65	2.65	2.65	2.65
Добыча товарной руды в т.	т	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	11,000,000
содержание, Li2O	%	0.30	0.31	0.31	0.31	0.32	0.32	0.32	0.32	0.32	0.32	0.32	0.32
Металл, Li2O	т	3,023	3,122	3,122	3,122	3,213	3,223	3,223	3,222	3,167	3,167	3,167	34,769
Объем горных работ по породе	м3	56,604	37,736	37,736	37,736	37,736	37,736	37,736	37,736	37,736	18,868	18,868	396,227

Наименование показателей	Ед.изм.	Годы эксплуатации											Всего
		23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	
Добыча товарной руды в м3	м3	377,358	377,358	377,358	377,358	377,358	377,358	377,358	377,358	377,358	377,358	377,358	4,150,943
Удельный вес	т/м3	2.65	2.65	2.65	2.65	2.65	2.65	2.65	2.65	2.65	2.65	2.65	2.65
Добыча товарной руды в т.	т	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	11,000,000
содержание, Li2O	%	0.30	0.26	0.26	0.26	0.26	0.26	0.26	0.26	0.26	0.26	0.26	0.26
Металл, Li2O	т	3,000	2,611	2,611	2,617	2,623	2,623	2,594	2,566	2,566	2,578	2,616	29,003
Объем горных работ по породе	м3	37,736	37,736	37,736	37,736	18,868	18,868	18,868	18,868	18,868	18,868	18,868	283,019

Наименование показателей	Ед.изм.	Годы эксплуатации											Всего
		34	35	36	37	38	39	40	41	42	43	44	
Добыча товарной руды в м3	м3	377,358	377,358	377,358	377,358	377,358	377,358	377,358	377,358	301,887	264,151	199,927	3,784,833
Удельный вес	т/м3	2.65	2.65	2.65	2.65	2.65	2.65	2.65	2.65	2.65	2.65	2.65	2.65
Добыча товарной руды в т.	т	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	800,000	700,000	529,807	10,029,807
содержание, Li2O	%	0.26	0.26	0.25	0.25	0.25	0.25	0.26	0.28	0.27	0.25	0.25	0.26
Металл, Li2O	т	2,616	2,605	2,535	2,496	2,469	2,474	2,550	2,768	2,143	1,754	1,328	25,738
Объем горных работ по породе	м3	18,868	18,868	18,812									56,548

3.4.3. Порядок отработки этажей и очистных блоков

Технологический порядок отработки месторождения определяется с учетом последовательно-параллельного вскрытия, подготовки и отработки на всех участках месторождения по взаимосвязанной единой схеме вентиляции рудника и транспортирования горной массы по транспортным штрекам.

Развитие горных работ на этажах начинают проходкой из наклонно-транспортного съезда полевых транспортных штреков, буро-доставочных штреков с заездами в крест простирания рудного тела, этажных вентиляционно-ходовых восстающих (ВХВ), и камерных выработок.

Запасы месторождения отрабатываются с верху вниз, по мере вскрытия и подготовки горизонтов каскадным методом. А запасы каждого горизонта (этажей) отрабатываются с низу вверх. Первым отрабатывается запасы горизонта 80м (отм.+2770м) до подэтажного штрека на уровне отметки +2810м, с учетом оставления барьерного (предохранительного) целика. Высота барьерного целика принято 40м., по аналогии других месторождений и учитывая систему разработки с твердеющей закладкой. Потери в барьерном целике составляет 4 321 тыс.т руды. На данном этапе потери в барьерном целике будут являться временно неактивными запасами. В дальнейшем отработка барьерного целика будет решаться комиссионно и с выполнением отдельного локального проекта с учетом специальных мер безопасности и ведение горных работ.

По мере вскрытия и углубки последовательно отрабатываются запасы горизонтов 160м(2690м), 240м(2610м), 320(+2530) и 400(+2450) соответственно.

Отработанные камеры горизонтов (этажей) заполняются с твердеющей закладкой с несущими слоями, как и верхней части камер, так и в днищах с прочностью 3-3,5 МПа; Прочность закладки остальных частей камер – 1,5-2,0 МПа.

Данные параметры будут уточнены в зависимости от горнотехнических условий месторождения дополнительным проектом.

3.5. Системы разработки

В соответствии с утвержденной геологической блочной моделью и запасами ТЭО от 01.01.2024, месторождение «Карагайлыактас» представлено рудными телами средней и выше средней мощности (от 7 м до 60 м) с углами падения 55° (см. Приложение - скрины БМ). Руды и вмещающие породы имеют среднюю и слабо устойчивую крепость, по М.М. Протодяконову $f = 8-10$. Глубина залегания рудных тел составляет до 440 м.

При выборе системы разработки учтены следующие факторы:

- горнотехнические условия;
- безопасность ведения горных работ;
- ценность руд;
- обеспечение минимальных потерь и разубоживания при добыче;
- полнота выемки запасов.

На основании вышеизложенного и практики применения систем разработки в аналогичных условиях для отработки месторождения «Карагайлыактас» выбрана поэтажно-камерная система разработки с закладкой выработанного пространства..

3.5.1. Подэтажно-камерная система разработки с закладкой выработанного пространства

Камерные системы разработки с твердеющей закладкой рекомендуется применять в сложных горно-геологических и гидрогеологических условиях, для сплошной отработки рудных тел средней и выше средней мощности с любым углом падения при разработке пожароопасных месторождений или ценных руд, а также при необходимости сохранения поверхности.

Преимуществом системы являются: сплошная отработка без оставления целиков, сохранение поверхности земли, безопасность ведения горных работ, пожаробезопасность.

Недостатками системы являются: трудоемкость, высокая стоимость добычи руды, связанные со строительством и эксплуатацией закладочных комплексов и большими затратами на закладочные материалы приготовление, транспортирование и укладку в выработанном пространстве. Строительство бетонно-закладочного комплекса увеличивает капитальные затраты на этапе строительства рудника.

В зависимости от конкретных горно-геологических условий, порядка отработки запасов, конструктивного оформления системы разработки и типов применяемого оборудования на отдельных участках месторождения данная система разработки может применяться в различных вариантах, но сущность системы разработки с поэтажно-камерной выемкой и закладкой выработанного пространства не изменяется.

С учетом строения рудного тела этажи условно разделены на блоки, состоящие из 3-х камер (двух первой очереди и одной - второй). Камеры в блоках ориентированы по простиранию рудного тела.

Первоначально отрабатываются камеры первой очереди шириной 15 метров через рудный целик шириной 15 метров. После отработки и закладки камер первой очереди, осуществляется отработка камер второй очереди через комбинированный целик шириной 15 м, состоящий из закладочного массива камер первой очереди.

Горные работы могут вестись одновременно в нескольких соседних блоках (выемка блоков может осуществляться независимо друг от друга).

Система разработки включают в себя следующие конструктивные элементы:

- полевой доставочный штрек;
- погрузочные заезды по почве камеры;
- буро-доставочный штрек по почве камеры;
- отрезной (вентиляционный) восстающий;

- вентиляционно-закладочная сбойка по кровле камеры.

Запасы отрабатывается камерами с плоским днищем. Данный вариант системы разработки имеет лучшие технико-экономические показатели, а также характеризуется более простой организацией горных работ.

Конструкция данной системы разработки при средней мощности рудного тела 30 м приведена на рисунке 3.1. На рисунке 3.2 система разработки при средней мощности рудного тела 7 м.

Блок состоит из трех камер.

При восходящей выемке верхней части камер создаются несущие слои высотой 4,0-5,0 м с прочностью 3-3,5 МПа; Прочность закладки остальных частей камер – 1,5-2,0 МПа.

При заполнении отработанных камер горизонтов (этажей) несущие слои создаются, как и в верхней части, так и в днищах камер.

Данные параметры будут уточнены в зависимости от горнотехнических условий месторождения дополнительным проектом.

Составы твердеющих закладочных смесей для подземного рудника, требования к искусственному массиву, требования к материалам закладочных смесей, характеристика материалов для закладочной смеси будут уточнены дополнительным проектом по строительству бетоно-закладочного комплекса.

Отработка запасов месторождения предусматривается от центра к флангу месторождения. После отработки и закладки блоков центральной части при обеспечении устойчивости, а также соблюдении Правил обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы, возможна отработка двух смежных подэтажей.

3.5.2. Подготовительные работы

Подготовительные работы при камерной системе разработки заключается в проходке полевых доставочных штреков, буро-доставочных штреков с заездами в крест простирания рудного тела через каждые 15 м. Полевые доставочные штреки проходятся вдоль простирания рудного тела на расстоянии 20-30 м от рудного тела. Расстояния между полевыми штреками по вертикали (почва-почва) составляет 20 м. Участки, где мощность рудного тела составляет до 3-15 м, подготовительные работы начинается с проходки подходов выработок с заездами на подэтажные штреки, далее проходятся подэтажные штреки по рудному телу по простиранию. Отрезные восстающие проходятся между буро-доставочным и вентиляционно-закладочным штреком на всю высоту камеры. Отрезной восстающий располагается в месте максимальной мощности рудного тела в камере. Проходка отрезного восстающего в камере производится методом секционного взрывания.

Сечения выработок приняты с использованием самоходной техники для бурения взрывных скважин типа Simba 1364-ITH, и погрузочно-доставочной машины - ПДМ типа ST-7 (Epiroc) с зазорами от стенок выработок по 0,5 м [3, п. 104 п.п. 2] в обе стороны с условием, что во время работы ПДМ нахождение людей по трассе движения оборудования запрещается.

Основные параметры блока и системы разработки, для расчета:

- длина блока – 45 м;
- высота блока – 80 м;
- длина камер – 15 м;
- ширина камер (блока) -30м (равна мощности рудного тела);
- высота подэтажей – 20 м;

При разработке локальных проектов в зависимости от конкретных горно-геологических условий параметры очистных камер могут быть уточнены.

3.5.3. Очистные работы

Разработка запасов в камерах начинается с отработки камер I очереди, в отступающем порядке в сторону полевого доставочного штрека (подходной выработки). Очистная выемка заключается в бурении вееров из буро-доставочных штреков, их зарядании и взрывании, выпуске отбитой руды, через буро-доставочные штреки. После отработки камер I очереди, на заездах камер I очереди устанавливаются бетонные перемычки для дальнейшего заполнения отработанных пустот твердеющей закладкой. Отработка запасов рудных тел производится с низу вверх. После отработки камер I очереди начинается отработка камер II очереди.

Таблица 3-2-Объемы горно-подготовительных и нарезных работ блока при подэтажно-камерной системе разработки с последующей закладкой выработанного пространства. При средней мощности $m_{ср}=30м$

№ п/п	Наименование выработки	Размеры выработок				Объем горной массы, м³		
		h (высота), м	m (ширина), м	Сечение, (S) м²	Суммарная длина, (Лобц) м	по руде, м³	по породе, м³	Всего, м³
1	Подготовительные выработки							
1.1	Полевой откаточный штрек	4,53	4,27	18,04	180		3 247	3 247
1.2	Подходные выработки (заезд)	4,53	4,27	18,04	240		4 330	4 330
1.3	Вент. восстающий	3,4	3,57	12,14	80		971	971
2	Нарезные выработки							
2.1	Буро-доставочный штрек	4,55	3,75	16,1	360	5 796		5 796
2.2	Отрезные восстающие (щель)	2,6	2,6	4,6	240	1 104		1 104
	Всего объем ГПР и ГНР							15 448
	Запасы руды в блоке, состоящем из двух камер, при удельном весе - 2,65 т/м³, и при мощности рудного тела 30м., тыс.тонн							349,39 тыс. тонн
	Удельный объем ГПР и ГНР, м³/1000 т							44,2 (м³/1000 т)

Таблица 3-3-Объемы горно-подготовительных и нарезных работ блока при подэтажно-камерной системе разработки с последующей закладкой выработанного пространства. При средней мощности $m_{ср}=7м$

№ п/п	Наименование выработки	Размеры выработок				Объем горной массы, м³		
		h (высота), м	m (ширина), м	Сечение, (S) м²	Суммарная длина, (Лобц) м	по руде, м³	по породе, м³	Всего, м³
1	Подготовительные выработки							
1.1	Полевой откаточный штрек	4,53	4,27	18,04	180		3 247	3 247
1.2	Подходные выработки (заезд)	4,53	4,27	18,04	240		4 330	4 330
1.3	Вент. восстающий	3,4	3,57	12,14	80		971	971
2	Нарезные выработки							
2.1	Буро-доставочный штрек	4,55	3,75	16,1	180	2 898		2 898
2.2	Отрезные восстающие (щель)	2,6	2,6	4,6	240	1 104		1 104
	Всего объем ГПР и ГНР							12 550
	Запасы руды в блоке, состоящем из двух камер, при удельном весе - 2,65 т/м³, и при мощности рудного тела 30м., тыс.тонн							81.5
	Удельный объем ГПР и ГНР, м³/1000 т							153.9 (м³/1000 т)

3.5.4. Обоснование параметров выемочной единицы

Согласно требованиям «Единых правил охраны недр...» выемочная единица должна удовлетворять следующим условиям:

- возможность отработки запасов единой системой разработки;
- относительную однородность геологических условий;
- достаточную достоверность определения запасов;
- возможность первичного учета извлечения полезных ископаемых;
- разработку проекта для каждой выемочной единицы;
- возможность изоляции отработанных участков от действующих выработок;

Исходя из принятой схемы подготовки месторождения и системы разработки, за выемочную единицу принимается блок. Высота блока из условий обеспечения независимой работы технологического комплекса при подготовке запасов и очистной выемки в пределах каждой выемочной единицы составляет 80м. Длина и ширина блока определяется размерами горизонтальной площади залегания рудных тел. Длина блока располагается по простиранию и составляет 45м. Ширина блока ограничивается горизонтальной мощностью рудных тел.

Исходя из этого, в качестве основных выемочных единиц принят блок с параметрами:

- длина - 45 м;
- высота блока - 80 м, высота этажа равная 20 м;
- ширина - равная мощности рудных тел.

Параметры выемочной единицы определены из условия выполнения всего цикла технологических процессов по системе разработки и развития в блоке максимального фронта очистных работ, обеспечивающих высокопроизводительную работу ПДМ с учетом многозабойного обслуживания при рациональном расстоянии транспортирования руды.

На отработку блока в соответствии с требованиями «Норм технологического проектирования ...», ПОПБ на ОПО ВГГР составляют локальный проект.

При разработке локальных проектов в зависимости от конкретных горно-геологических условий параметры очистных блоков могут быть уточнены.

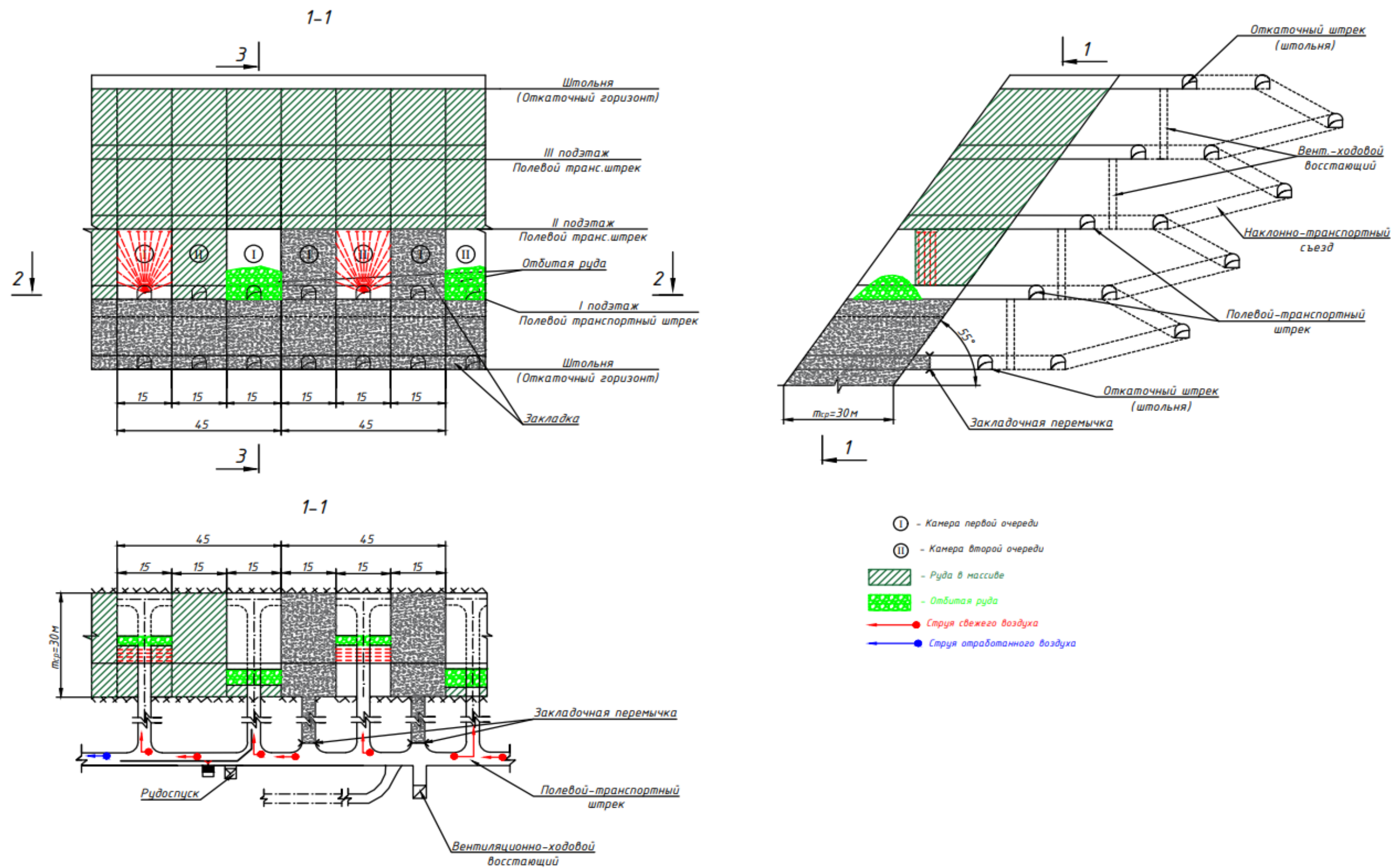


Рисунок 3-1 Подэтажно-камерная система разработки с закладкой выработанного пространства при мощности рудного 30м

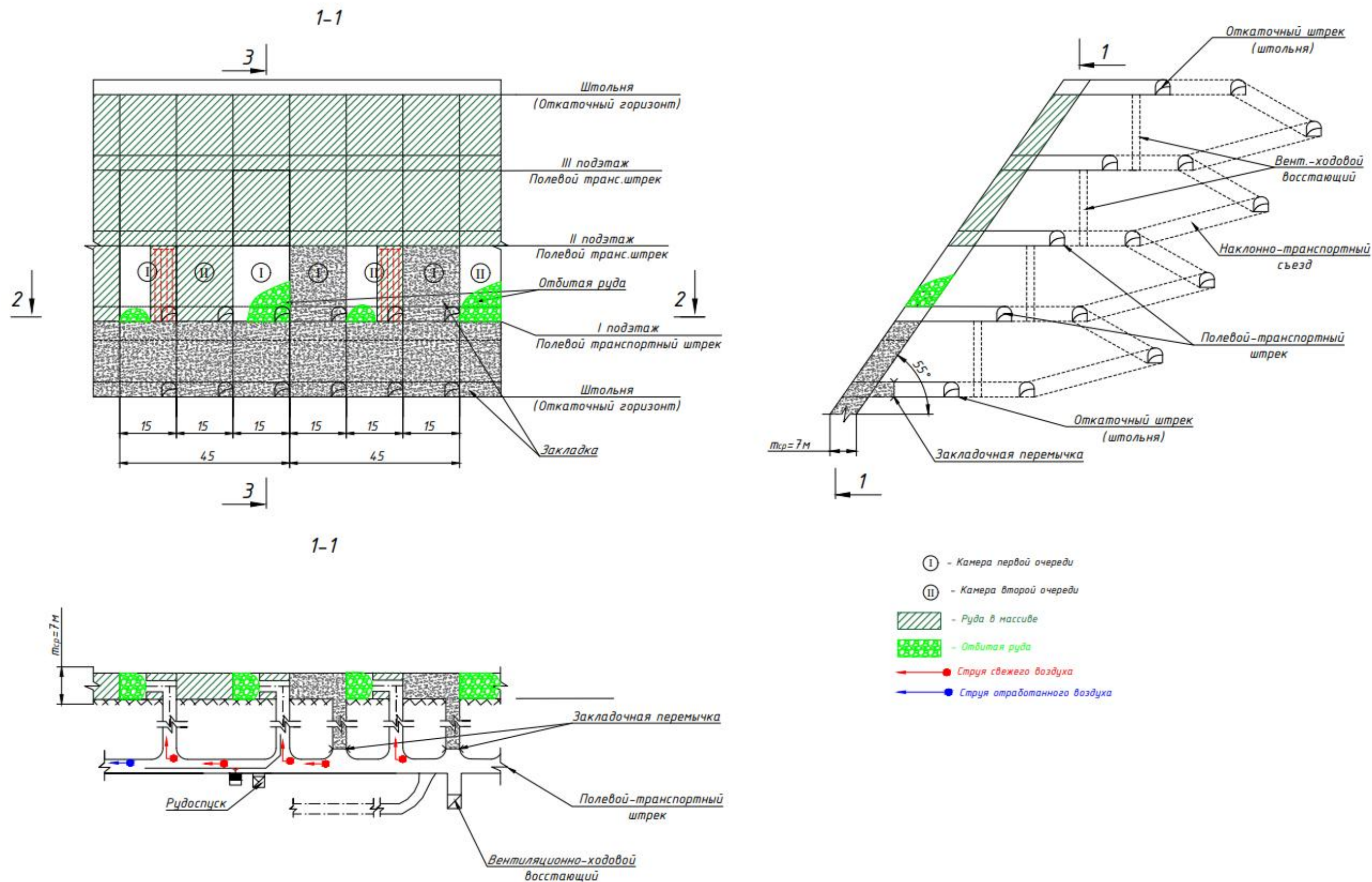


Рисунок 3-2 Подэтажно-камерная система разработки с закладкой выработанного пространства при мощности рудного 7м

3.5.5. Потери и разубоживание руды при подэтажно-камерной системе разработки с последующей закладкой выработанного пространства

Расчет потерь и разубоживания руды произведен в соответствии с «Отраслевой инструкцией по определению, нормированию и учету потерь и разубоживания руды и песков на рудниках и приисках» и «Единых правил по рациональному и комплексному использованию недр при разведке и добыче полезных ископаемых».

При данной системе разработки возникают следующие виды потерь и разубоживания руды:

потери на контактах висячем и лежащем боках за счет изменчивости контуров рудного тела;

потери от недоработки руды висячем и лежащем боках (в треугольниках) в слоях при проходке подготовительно-нарезных выработок;

потери за счет сложности рудных тел и недостаточной изученности морфологии рудных тел (неучтенные потери);

технологические потери при транспортировке, при взрывных работах;

разубоживание на контактах висячем и лежащем боках за счет изменчивости контуров рудного тела;

разубоживание за счет прихвата пород по лежащим и висячим бокам камеры, и при проходке подготовительно-нарезных выработок (треугольниках, при проходке по рудным телам с мощностью меньше, чем ширина выработки).

а) Определение потерь и разубоживание руды при средней мощности рудного тела

$m_{\text{сред}} = 30 \text{ м}$

Исходные данные:

$H_{\text{бл}}$ - высота блока, 80 м;

$L_{\text{бл}}$ - длина блока, 45 м;

$B_{\text{бл}}$ - длина зоны контактной неопределенности или средняя длина блока, 45 м;

$H_{\text{пад}}$ - средняя длина блока (рудного тела) по падению, 97,67 м;

$m_{\text{сред}}$ - средняя мощность рудного тела, 30 м;

α - средний угол падения рудного тела, 55 град;

$B_{\text{ср}}$ - ширина зоны контактной неопределенности (руда-порода), 0,3 м;

t - критерия достоверности (87÷90%) 1,5;

X - расстояние от границы зоны контакта с рудой до линии оптимального оконтуривания выемочной единицы (блока), 0,15 м;

$\gamma_{\text{р}}$ - плотность руды, 2,65 т/м³;

$\gamma_{\text{п}}$ - плотность породы, 2,65 т/м³;

$n_{\text{к}}$ - количество контактов неопределенности (лежащим и висячему бокам), 2 ед.;

$h_{\text{к}}$ - высота камеры или подэтажа, 20 м.;

$B_{\text{пр.вв}}$ - ширина прихвата/прирезки породы по висячему боку, 0,7 м;

$B_{\text{пр.лв}}$ - ширина прихвата/прирезки породы по лежащему боку, 0,5 м;

$Q_{\text{бл}}$ - запасы балансовой руды в блоке, т.

$$Q_{\text{бл}} = m_{\text{сред}} \cdot L_{\text{бл}} \cdot \frac{H_{\text{бл}}}{\sin \alpha} \cdot \gamma_{\text{р}} = 30 \cdot 45 \cdot \frac{80}{0,82} \cdot 2,65 = 349\,386 \text{ т.}$$

Потери руды на контакте с вмещающими породами лежащего и висячего боков.

Площадь ($S_{\text{п}}$) теряемой руды:

$$S_{\Pi} = \frac{B_{\text{бл}}(2 \cdot t \cdot B_{\text{ср}} - X)^2}{4 \cdot t \cdot B_{\text{ср}}} = \frac{45(2 \cdot 1,5 \cdot 0,3 - 0,15)^2}{4 \cdot 1,5 \cdot 0,3} = \frac{25,31}{1,8} = 14,06 \text{ м}^2.$$

Количество теряемой руды:

$$Q_{\Pi} = S_{\Pi} \cdot H_{\text{пад}} \cdot \gamma_{\text{р}} \cdot n_{\text{к}} = 14,06 \cdot 97,67 \cdot 2,65 \cdot 2 = 7278,2 \text{ т.}$$

$$П_1 = \frac{Q_{\text{р}}}{Q_{\text{бл}}} \cdot 100\% = \frac{7278,2}{349386} \cdot 100\% = 2 \text{ \%}.$$

Средняя мощность рудного тела по блоку составляет 30 м, больше, чем ширина буро-доставочного (подэтажного) штрека. В связи с чем расчеты от недоработки руды в висячем и лежащем боках (в треугольниках) при проходке подготовительно-нарезных выработок не учтены.

Потери за счет сложности рудных тел и недостаточной изученности морфологии рудных тел (неучтенные потери), этот вид потерь ориентировочно принят равным $П_2$ -2%.

Технологические потери при транспортировке, при взрывных работах ориентировочно принят равным $П_2$ -2%.

Общие потери руды по блоку составит:

$$П = П_1 + П_2 + П_3 + П_4 = 2 + 2 + 2 = 6 \text{ \%}$$

Разубоживание на контактах в висячем и лежащем боках за счет изменчивости контуров рудного тела Площадь прихватываемых пород по контакту:

$$S_{\text{р}} = \frac{B_{\text{бл}} \cdot 2X}{4 \cdot t \cdot B_{\text{ср}}} = \frac{45 \cdot 0,3}{4 \cdot 1,5 \cdot 0,3} = 7,5 \text{ м}^2.$$

Масса разубоживающей породы:

$$Q_1 = S_{\text{р}} \cdot H_{\text{пад}} \cdot \gamma_{\text{п}} \cdot n_{\text{к}} = 7,5 \cdot 97,67 \cdot 2,65 \cdot 2 = 3882,4 \text{ т.}$$

$$P_1 = \frac{Q_1}{Q_{\text{бл}} - П + P} \cdot 100\% = \frac{3882,4}{(349386 - 20963 + 3882,4)} \cdot 100\% = 1,17 \text{ \%}.$$

Разубоживание за счет прихвата (прирезки) породы по висячим и лежащим бокам (по контуры выемки) при проведении буровзрывных и очистных работ в камерах:

$$S_{\text{р2}} = L_{\text{бл}} \cdot (h_{\text{пр.вв}} + h_{\text{пр.лв}}) = 45 \cdot (0,6 + 0,5) = 49,5 \text{ м}^2.$$

$$Q_2 = S_{\text{р2}} \cdot H_{\text{бл}} \cdot \gamma_{\text{п}} \cdot n_{\text{к}} = 49,5 \cdot 97,67 \cdot 2,65 = 12812 \text{ т.}$$

$$P_2 = \frac{Q_2}{Q_{\text{бл}} - П + P} \cdot 100\% = \frac{12812}{(349386 - 20963 + 12812)} \cdot 100\% = 3,75 \text{ \%}.$$

Общая масса разубоживания руды по блоку составит:

$$P = P_1 + P_2 = 1,17 + 3,75 = 4,92 \text{ \%}.$$

На основе выполненных расчетов принимаются следующие показатели потери и разубоживания для рудных тел с мощностью $m_{\text{сред}} = 30\text{ м}$:

- потери руды – 6 %;
- разубоживание – 4,92 %.

Соответственно, запасы товарной руды блока при системе разработки подэтажного обрушения с торцевым выпуском руды, составить:

$$Q_{\text{тов}} = Q_{\text{бл}} - \Pi + P = 349\,386 - 20\,963 + 16\,694,4 = 345\,117,4 \text{ т.}$$

б) Определение потери и разубоживание руды при средней мощности рудного тела $m_{\text{сред}} = 7\text{ м}$

Исходные данные:

$H_{\text{бл}}$ - высота блока, 80 м;

$L_{\text{бл}}$ - длина блока, 45 м;

$B_{\text{бл}}$ - длина зоны контактной неопределенности или средняя длина блока, 45 м;

$H_{\text{пад}}$ - средняя длина блока (рудного тела) по падению, 97,67 м;

$m_{\text{сред}}$ - средняя мощность рудного тела, 7 м;

α - средний угол падения рудного тела, 55 град;

$B_{\text{ср}}$ - ширина зоны контактной неопределенности (руда-порода), 0,3 м;

t - критерия достоверности (87÷90%) 1,5;

X - расстояние от границы зоны контакта с рудой до линии оптимального оконтуривания выемочной единицы (блока), 0,15 м;

$\gamma_{\text{р}}$ - плотность руды, 2,65 т/м³;

$\gamma_{\text{п}}$ - плотность породы, 2,65 т/м³;

$n_{\text{к}}$ - количество контактов неопределенности (лежащим и висячему бокам), 2 ед.;

$h_{\text{к}}$ - высота камеры или подэтажа, 20 м;

$B_{\text{пр.вв}}$ - ширина прихвата/прирезки породы по висячему боку, 0,7 м;

$B_{\text{пр.лв}}$ - ширина прихвата/прирезки породы по лежащему боку, 0,5 м;

$Q_{\text{бл}}$ - запасы балансовой руды в блоке, т.

$$Q_{\text{бл}} = m_{\text{сред}} \cdot L_{\text{бл}} \cdot \frac{H_{\text{бл}}}{\sin \alpha} \cdot \gamma_{\text{р}} = 7 \cdot 45 \cdot \frac{80}{0,82} \cdot 2,65 = 81\,439 \text{ т.}$$

Потери руды на контакте с вмещающими породами лежащего и висячего боков.

Площадь ($S_{\text{п}}$) теряемой руды:

$$S_{\text{п}} = \frac{B_{\text{бл}}(2 \cdot t \cdot B_{\text{ср}} - X)^2}{4 \cdot t \cdot B_{\text{ср}}} = \frac{45(2 \cdot 1,5 \cdot 0,3 - 0,15)^2}{4 \cdot 1,5 \cdot 0,3} = \frac{25,31}{1,8} = 14,06 \text{ м}^2.$$

Количество теряемой руды:

$$Q_{\text{п}} = S_{\text{п}} \cdot H_{\text{пад}} \cdot \gamma_{\text{р}} \cdot n_{\text{к}} = 14,06 \cdot 97,67 \cdot 2,65 \cdot 2 = 7278,2 \text{ т.}$$

$$\Pi_1 = \frac{Q_{\text{р}}}{Q_{\text{бл}}} \cdot 100\% = \frac{7\,278,2}{81\,439} \cdot 100\% = 8,94 \text{ \%}.$$

Средняя мощность рудного тела по блоку составляет 30 м, больше, чем ширина буро-доставочного (подэтажного) штрека. В связи с чем расчеты от недоработки руды в

висячем и лежащем боках (в треугольниках) при проходке подготовительно-нарезных выработок не учтены.

Потери за счет сложности рудных тел и недостаточной изученности морфологии рудных тел (неучтенные потери), этот вид потерь ориентировочно принят равным Π_2 -2%.

Технологические потери при транспортировке, при взрывных работах ориентировочно принят равным Π_2 -2%.

Общие потери руды по блоку составит:

$$\Pi = \Pi_1 + \Pi_2 + \Pi_3 + \Pi_4 = 8,94 + 2 + 2 = 12,94 \%$$

Разубоживание на контактах в висячем и лежащем боках за счет изменчивости контуров рудного тела Площадь прихватываемых пород по контакту:

$$S_p = \frac{B_{\text{бл}} \cdot 2X}{4 \cdot t \cdot B_{\text{ср}}} = \frac{45 \cdot 0,3}{4 \cdot 1,5 \cdot 0,3} = 7,5 \text{ м}^2.$$

Масса разубоживающей породы:

$$Q_1 = S_p \cdot H_{\text{пад}} \cdot \gamma_{\text{п}} \cdot n_{\text{к}} = 7,5 \cdot 97,67 \cdot 2,65 \cdot 2 = 3\,882,4 \text{ т.}$$

$$P_1 = \frac{Q_1}{Q_{\text{бл}} - \Pi + P} \cdot 100\% = \frac{3\,882,4}{(81\,439 - 10\,538,2 + 3\,882,4)} \cdot 100\% = 5,19 \%.$$

Разубоживание за счет прихвата (прирезки) породы по висячим и лежащим бокам (по контуры выемки) при проведении буровзрывных и очистных работ в камерах:

$$S_{p2} = L_{\text{бл}} \cdot (h_{\text{пр.вв}} + h_{\text{пр.лв}}) = 45 \cdot (0,6 + 0,5) = 49,5 \text{ м}^2.$$

$$Q_2 = S_{p2} \cdot H_{\text{бл}} \cdot \gamma_{\text{п}} \cdot n_{\text{к}} = 49,5 \cdot 97,67 \cdot 2,65 = 12\,812 \text{ т.}$$

$$P_2 = \frac{Q_2}{Q_{\text{бл}} - \Pi + P} \cdot 100\% = \frac{12\,812}{(81\,439 - 10\,538,2 + 12\,812)} \cdot 100\% = 15,3 \%.$$

Общая масса разубоживания руды по блоку составит:

$$P = P_1 + P_2 = 5,19 + 15,3 = 20,49 \%.$$

На основе выполненных расчетов принимаются следующие показатели потери и разубоживания для рудных тел с мощностью $m_{\text{сред}} = 7\text{ м}$:

- потери руды – 12,94 %;
- разубоживание – 20,5 %.

Соответственно, запасы товарной руды блока при системе разработки подэтажного обрушения с торцевым выпуском руды, составить:

$$Q_{\text{тов}} = Q_{\text{бл}} - \Pi + P = 81\,439 - 10\,538,2 + 16\,694,4 = 87\,595,2 \text{ т.}$$

В соответствии с утвержденным ТЭО (по состоянию на 01.01.2024г.)», для дальнейших расчетов принимаются следующие показатели потери и разубоживании:

- потери руды – 15 %;

- разубоживание – 12 %.

При разработки месторождения предусматривается оставление барьерного целика высотой не менее 40м. Потери в барьерном целике составляет 4 321 тыс.т руды. На данном этапе потери в барьерном целике будут являться временно неактивными запасами. В дальнейшем отработка барьерного целика будет решаться комиссионно и с выполнением отдельного локального проекта с учетом специальных мер безопасности и ведение горных работ.

3.6. Сечения и крепление горных выработок

Сечения горизонтальных и вертикальных горных выработок определены из условия размещения в них принятого самоходного бурового, погрузочно-доставочного и транспортного оборудования с соблюдением требований ПОПБ по минимально-допустимым зазорам и пропуска необходимого количества воздуха для проветривания. Сечение концентрационного горизонта (штольни) на уровне отг+2160м. также предусматривает размещения конвейерной линии, по мимо перечисленных выше СХО, с соблюдением требований ПОПБ по минимально-допустимым зазорам и пропуска необходимого количества воздуха для проветривания.

При этом учитывались требования следующих нормативных документов «Руководство по применению типовых сечений горных выработок ...», «Типовые паспорта крепления ...» и «Руководство по проектированию подземных горных выработок и расчету крепи ...».

Форма сечений капитальных и подготовительных выработок принимается в зависимости от устойчивости и структурных особенностей массива пород вокруг выработки и принятого типа крепи.

При проходке выработок по породам II и III категории устойчивости в условиях рассматриваемого участка месторождения и креплении их штангами, набрызгбетоном или монолитным бетоном форму сечения выработок принимать сводчатой с отношением высоты свода к ширине выработки, равным 1/3. При металлической крепи форма сечения рекомендуется арочная, при деревянной – трапецевидная.

Сечение сопряжений горизонтальных выработок выполняется по типовым паспортам.

По выбранному самоходному буровому, погрузочно-доставочному и транспортному оборудованию минимальные сечения основных выработок в свету составляют:

наклонно-транспортный съезд и транспортные штрека $S_{св} = 15,6 \text{ м}^2$ (автосамосвалы типа МТ 2200, на прямолинейных участках);

вент.квершлаг, вент.закладочные штреки и орты $S_{св} = 11,6 \text{ м}^2$ (буровые каретки типа Boomer-281, ПДМ WJ-3);

Концентрационный горизонт/штольня гор.+2160м $S_{св} = 28,04 \text{ м}^2$

В соответствии с ПОПБ на каждую выработку в конкретных условиях составляется паспорт крепления и управления кровлей, утверждаемый техническим руководителем. Паспорт составляется в соответствии с «Методикой по составлению паспортов крепления и управления кровлей».

Крепление горных выработок предусматривается в зависимости от горно-геологических условий проходки выработок с учетом типовых паспортов проходки и крепления: в породах средней устойчивости выработки крепят железобетонными штангами и торкретбетоном, в неустойчивых породах – комбинированной крепью (штангами, металлической сеткой и торкретбетоном), арочной металлической и бетонной крепью.

Параметры установки железобетонных штанг рекомендуется принимать по таблице 3-5.

Таблица 3-4 Параметры штанговой крепи

Размеры выработок в проходке, м		Параметры крепи		
Ширина, В _ш	Высота, h	Длина штанг L, м	Плотность установки штанг, шт/м ²	Расстояние между штангами в ряду и рядами штанг, l×t, м×м
Породы II категории устойчивости				
3,80-4,10	2,70-3,10	1,6	1,2	1,0 × 1,0
4,15-4,30	2,80-3,50	1,8	1,4	1,0 × 1,0
4,40-4,70	2,85-3,50	1,8	1,6	1,0 × 1,0
Породы III категории устойчивости				
3,80-4,10	2,70-3,10	1,8	1,4	0,85×0,85
4,15-4,30	2,80-3,50	1,8	1,6	0,80×0,80
4,40-4,70	2,85-3,50	2,0	1,7	0,80×0,80
Породы IV категории устойчивости				
3,20-3,40	2,85-3,15	1,8	1,6	0,8×0,8
3,50-4,10	2,95-3,35	2,0	1,8	0,75×0,75
4,20-4,70	3,10-3,50	2,0	2,2	0,70×0,70

Уточнение параметров установки штанг в зависимости от ширины и высоты выработки осуществляют по формулам:

Длину штанг ($l_{шт}$):

$$l_{шт} = (B_{ш}/\sqrt{f}) + K_1,$$

где $B_{ш}$ – ширина выработки, м;

f – коэффициент крепости;

K_1 – параметр, принимаемый равным 0,4-0,5 м, при ширине выработки меньше 3,5 м и 0,15-0,3 м при ширине выработки более 3,5 м.

$$l_{шт} = (4,27/\sqrt{8}) + 0,3 = 1,8$$

Количество штанг в ряду (N_p):

$$N_p = 1 + ((\Pi - (B_{ш} + 2h_{ш}) / B_p),$$

где Π – периметр выработки, м;

$B_{ш}$ – ширина выработки, м;

$h_{ш}$ – расстояние от почвы выработки до нижней штанги в стенках выработки, м;

B_p – расстояние между штангами в ряду, м.

Значение $h_{ш} = 1,2-1,5$ м – при неустойчивых породах и $h_{ш} = 1,5-1,8$ м – при породах средней устойчивости.

$$N_p = 1 + ((18,04 - (4,53 + 2 \times 1,6) / 0,8) = 9,4$$

На сопряжениях выработок длину штанг $l_{шт}$ увеличивают на 1,0-1,2 м выше свода обрушения $h_{об}$ (свода естественного равновесия):

$$h_{об} = K_{\Pi} * (l_c / 2) * f * K_{co};$$

$$l_c = B_{ш} / 2 + h_c * tg(45^\circ - \beta / 2),$$

где k_p – коэффициент равный 0,7 при пролете выработки $V_{ш} < 6$ м;
 l_c – пролет свода обрушения;
 f – коэффициент крепости;
 K_{co} – коэффициент структурного ослабления пород в массиве,
 $K_{co} = 0,5$;
 β – угол внутреннего трения пород, град;
 h_c – высота стенки выработки, м.

В неустойчивых породах, ослабленных повышенной трещиноватостью и на сопряжениях выработок предусматривается применение арочной металлической крепи, монолитной бетонной крепи или комбинированной крепи с усилением свода кровли выработки тросовыми штангами длиной 6-7 м и нанесения торкретбетона толщиной 10-15 см, параметры крепей уточняют на основе проведения опытных работ.

Параметры арочной металлической и монолитной бетонной крепей принимать соответственно по таблицам 3-6 и 3-7.

Таблица 3-5 Параметры арочной металлической крепи

Наименование выработок	Коэффициент крепости, f	Количество рам на 1 м выработки, шт		
		СВП-17	СВП-22	СВП-27
Выработки при движении автосамосвалов и ПДМ с шириной свободного прохода 1,2 м и 0,5 м	8-10	1,0	1,0	0,8
Выработки при движении автосамосвалов и ПДМ с шириной свободного прохода 0,5 м и 0,5 м	8-10	1,0	1,0	0,8

Таблица 3-6 Толщина стен и свода бетонной крепи

Ширина выработки в свету, м	$f = 4-6$		$f = 8-10$	
	Толщина бетонной крепи, мм			
	в своде	в стенках	в своде	в стенках
3,5-4,5	200	250	170	250
4,5-4,7	200	300	200	250
4,7-5,0	200	300	200	250

Выбор типоразмеров элементов крепи, техники и технологии возведения штанговой, набрызгбетонной, бетонной и арочной металлической крепей осуществляется в соответствии с указаниями «Единой технологической инструкцией...» и требованиями СНиП.

В соответствии ПОПБ в неустойчивых и средней устойчивости породах сопряжения горизонтальных и вертикальных выработок подлежат креплению.

При проходке и креплении выработок в неустойчивых породах категории IV и при подходе к зоне тектонических нарушений с целью предупреждения внезапных обрушений пред установкой постоянной крепи предусматривается возведение временной крепи, уменьшение величины ухода выработки, ограничивая ее до величины шага установки крепи. Работы в таких забоях, после длительной остановки, возобновляются только после тщательного осмотра, простукивания пород и оборки заколов.

В забоях выработок, проводимых по породам, не допускающих оставление крепи, на период уборки породы предусматривается предохранительная крепь из армированного торкретбетона.

Все действующие выработки закрепляются за лицами контроля для наблюдения за состоянием крепи. Порядок и периодичность осмотров устанавливается в «Положении о производственном контроле» техническим руководителем предприятия. Результаты осмотра состояния крепи заносятся в «Журнал осмотра крепи и состояния выработок», по которым осуществляется корректировка паспорта крепления

3.7. Транспортировка горной массы

Транспортировка руды и породы внутри шахты будет осуществляться с использованием погрузо-доставочных машин (ПДМ) и подземных автосамосвалов (ПСМ). Добытая горная масса с помощью ПДМ загружается на автосамосвалы, которые по полевым транспортным штрекам доставляют её и разгружают в центральный рудоспуск. Над рудоспусками устанавливаются колосники (с размерами ячеек - 700x700 мм), и при попадании негабаритов руда (порода) дробиться с применением бутобой.

Далее, руда по рукаву рудоспуска поступает в течку с пальцевым затвором. Затворы обеспечивают перекрытие и регулирование подачи горной массы. Для равномерной и непрерывной подачи, и для удаления мелочи перед дробилкой применяются вибрационный питатель. Транспортировка руды (горной массы) из нижних горизонтов (ниже отметки +2610 м) до концентрационного горизонта будет осуществляться подземными автосамосвалами через наклонно-транспортные съезды.

Выдача горной массы (пустой породы и руды) на-гора (поверхность) будет осуществляться по штольне на уровне отметки +2610м, с использованием ленточного конвейерного транспорта. Штольня на уровне отметки +2160м выбрана в качестве основного концентрационного горизонта, учитывая близкое расположение портала штольни относительно обогатительной фабрики, проектируемой на дневной поверхности согласно генеральному плану. Такое расположение штольни позволяет минимизировать затраты на транспортировку руды.

Ширина конвейерной ленты принимается в зависимости от максимального габарита куска горной массы, перевозимой данным конвейером. В соответствии с «Нормами технологического проектирования...» кондиционный кусок руды принят равным 400 мм, что позволяет нормально эксплуатировать люковые устройства рудоспусков, и конвейерный транспорт. При фактическом отклонении параметров (размеров кондиционного куска) отбитой горной массы в сторону увеличения количества негабаритов для соответствующей условий транспортировки, предприятие организывает их дробление, как в условиях подземных работ, так и на поверхности.

Ширина ленты должна быть не менее рассчитанного по формуле:

$$B = k_b \times a' + 200 \text{ мм},$$

где:

k_b - коэффициент, принимаемый равным 2 для рядового груза и 3,3 для сортированного груза;

a' - максимальная крупность кусков транспортируемого материала.

$$B = 2 \times 400 + 200 = 1000 \text{ мм}$$

Проектом выбран конвейер производства марки КЛ1200, предназначен для транспортировки горной массы, с крупностью кусков руды до 400 мм, с шириной ленты 1200мм. Технические характеристики конвейера приведены в таблице 3.7

Таблица 3-7 - Технические характеристики ленточного конвейера

Модель	КЛ1200
Количество, шт	1
Приемная способность, м³/мин **	15,4
Производительность конвейера, т/ч *	1200
Длина конвейера при горизонтальной установке, м *	600
Скорость движения ленты, м/с **	2
Угол установки, град *	14
Установленная мощность привода, кВт ** в том числе мощность промежуточного привода, кВт	1x315 нет
Питающее напряжение электросети, В *	380/660
Диаметр приводного барабана с футеровкой, мм **	1274
Диаметр ролика на ставе, мм	127/159
Угол наклона боковых верхних роликов, град.	35
Ход натяжной каретки, м **	6

* - по желанию заказчика

** - расчетное значение

Погрузка руды на конвейер будет осуществляться вибропитателями, которые будут установлены в узлах пересыпки руды.

Проектом выбран вибропитатель ПВБ-1,4/2,5 с производительностью до 250 м³/ч. Технические характеристики вибропитателя представлены в таблице 3.8

Питатели вибрационные бункерные ПВБ предназначены для выгрузки из бункеров кусковых материалов крупностью до 500 мм. (руды, каменного угля, песка и др. инертных материалов, минеральных удобрений, торфа, поваренной соли и др.).

Таблица 3-8 - Технические характеристики вибропитателя ПВБ-1,4/2,5

Показатели	Значение
	ПВБ-1,4/2,5
Размеры лотка (длина x ширина), мм	1400x2500
Производительность, м³ /ч	250...500
Мощность привода, кВт	2x2,2
Габаритные размеры (LxBxH), мм	3100x2100x1560
Масса, кг	2600

3.7.1. Определение необходимого количества самоходного оборудования для обеспечения проектной производительности рудника

Комплексы проходческого технологического бурового, погрузочно-доставочного и транспортного оборудования определены исходя из принятых в проекте систем разработки и выбора высокопроизводительной техники, эксплуатируемой при минимальных сечениях горных выработок и удовлетворяющей требованиям норм технологического проектирования и безопасности горных работ.

Расчет производительности СБУ:

Применяемое оборудование: - СБУ Boomer 281– на проходке горизонтальных, наклонных горнопроходческих выработок, при подготовительно-нарезных работах блока:

Техническая производительность СБУ определяется по формуле:

$$A_{\text{т}}^{\text{БУ}} = \frac{N_{\text{стр}} K_{\text{стр}}}{\frac{1}{V_{\text{б}} K_{\text{гл}}} + \sum t_i^{\text{Б}}} = \frac{1 \cdot 1}{\frac{1}{1,30 \cdot 0,95} + 1,1} = 0,5 \text{ м/мин},$$

где $N_{\text{стр}}$ - число бурильных машин (стрел), 1 шт;
 $K_{\text{стр}}$ - коэффициент одновременности работы бурильных машин, 1;
 $V_{\text{б}}$ - скорость бурения, 1,30 м/мин;
 $K_{\text{гл}}$ - коэффициент изменения в зависимости от глубины бурения, 0,95;
 $\sum t_i^{\text{Б}}$ - суммарное время на выполнение вспомогательных операций, 1,10 мин/м.
Сменная производительность СБУ рассчитана на основе технической производительности и расчетной времени работы СБУ в течение смены с учетом перегонов СБУ из забоя в забой или на место отстоя.

$$A_{\text{тсм}}^{\text{БУ}} = A_{\text{т}}^{\text{БУ}} \cdot T_{\text{оп}}^{\text{БУ}} \cdot K_{\text{отд}}^{\text{БУ}} \cdot K_{\text{ис}}^{\text{БУ}} = 0,5 \cdot 375,8 \cdot 0,81 \cdot 0,81 = 123,2 \text{ м/смену},$$

где $T_{\text{оп}}^{\text{БУ}}$ - расчетное оперативное время работы СБУ в течение смены, мин/смену.

$$T_{\text{оп}}^{\text{БУ}} = T_{\text{см}} - T_{\text{пз}}^{\text{БУ}} - T_{\text{обсл}}^{\text{БУ}} - T_{\text{лн}} - T_{\text{тп}}^{\text{БУ}} = 480 - 20 - 30 - 15 - 39,2 = 375,8 \text{ мин/смену}.$$

где $T_{\text{см}}$ - средняя продолжительность рабочей смены, 480 мин;
 $T_{\text{пз}}^{\text{БУ}}$ - норма времени на подготовительно-заключительные операции, 20 мин/смену;
 $T_{\text{обсл}}^{\text{БУ}}$ - норма времени на ежесменное обслуживание СБУ, 30 мин/смену;
 $T_{\text{лн}}$ - норма времени на личные потребности, $T_{\text{лн}} = 15$ мин/смену;
 $T_{\text{тп}}^{\text{БУ}}$ - норма времени на технологические перерывы в течение смены, 20 мин/смену.

$$T_{\text{тп}}^{\text{БУ}} = 0,12 \frac{L_{\text{отг}}^{\text{БУ}}}{V_{\text{тр}}^{\text{БУ}}} + T_{\text{нп}}^{\text{БУ}} = 0,12 \frac{800}{5} + 20 = 39,2 \text{ мин/смена},$$

где $L_{\text{отг}}^{\text{БУ}}$ - средняя длина переезда в рабочий забой и отгона СБУ после бурения, 800 м;
 $T_{\text{нп}}^{\text{БУ}}$ - среднее время на непредвиденные простои СБУ, 20 мин/смену;
 $V_{\text{тр}}^{\text{БУ}}$ - средняя транспортная скорость СБУ, 5 км/час;
 $K_{\text{отд}}^{\text{БУ}}$ - коэффициент, учитывающий время отдыха оператора.

$$K_{\text{отд}}^{\text{БУ}} = 1 - \frac{\tau_{\text{отг}}^{\text{БУ}}}{100} = 1 - \frac{(375,8 \cdot \frac{5}{100})}{100} = 0,81.$$

где $\tau_{\text{отг}}^{\text{БУ}}$ - норматив на отдых, 5 % от оперативного времени;
 $K_{\text{ис}}^{\text{БУ}}$ - коэффициент сменного использования СБУ, 0,81.
Суточная производительность определена по выражению:

$$A_{\text{сут}}^{\text{БУ}} = A_{\text{тсм}}^{\text{БУ}} \cdot n_1 = 123 \cdot 3 = 369 \text{ м/сутки},$$

где n_1 - число смен в сутки, 3 смены;
Годовая производительность определена по выражению:

$$A_{\text{год}}^{\text{БУ}} = A_{\text{сут}}^{\text{БУ}} \cdot n_2 \cdot K_{\text{т.г}} = 369 \cdot 365 \cdot 0,8 = 107\,748 \text{ м/год},$$

где n_2 – число рабочих дней в году, 365 дней;

$K_{т.г}$ – коэффициент технической готовности СБУ, 0,8.

Следовательно, при средней глубине шпуров $L_{шп} = 3,0$ м, общего среднего числа шпуров на забой $N_{шп} = 42$ общая глубина составит $L_{шпм}^{заб} = L_{шп} \cdot N_{шп} = 126$ шпурометров на один цикл. Время обурирования забоя СБУ Боомер 281 - 6 часов 24'

$$T_{обор}^{заб} = \frac{L_{шпм}^{заб}}{A_T^{БУ} \cdot K_{отд}^{БУ} \cdot K_{ис}^{БУ}}, \text{ мин.}$$

$$T_{обор}^{заб} = \frac{126}{0,5 \cdot 0,81 \cdot 0,81} = 384 \text{ мин или 6 часа 24 мин.}$$

Суточная производительность СБУ по проходке:

$$N_{заб/сут.}^{СБУ} = \frac{T_{оп}^{БУ} \cdot 3}{T_{обор}^{заб}} = \frac{375,8 \cdot 3}{384} = 2,94.$$

Исходя из расчетов времени бурения одного забоя, с учетом времени очистки забоя и вспомогательных операции 1 единица СБУ за сутки может обурить 3 забоя с сечением $16,1 \text{ м}^2$.

Следовательно, производительность СБУ за сутки по проходке горнопроходческих выработок с сечением $16,1 \text{ м}^2$ составит:

$$A_{п.м./сут.}^{СБУ} = N_{заб/сут.}^{СБУ} \cdot L_{уход} = 3 \cdot 2,7 = 8,1 \text{ п. м,}$$

где $L_{уход}$ - уход забоя за цикл 2,7 п.м. (при глубине шпуров 3 м с учетом КИШ-0,85-0,9);

Расчет производительности ПДМ WJ-3:

Техническая производительность ПДМ на отгрузке и доставке горной массы из забоя, как проходческого, так и очистного рассчитывается следующим образом:

$$A_T^{ПДМ} = \frac{60 \omega_{ков} \varphi_{ков}}{\left(t_3 + t_p + t_b + \frac{0,12L}{V_{cp}} \right) + K_{раз}} =$$

$$\frac{60 \cdot 3 \cdot 0,9}{(0,5 + 0,3 + 0,7 + \frac{0,12 \cdot 200}{7,5}) + 1,5} = \frac{162}{6,2} = 26 \text{ м}^3/\text{час.}$$

Емкость ковша ПДМ ($\omega_{ков}$) должна отвечать условию:

$$\omega_{ков} \leq \frac{P^{ПДМ} K_{раз}}{\varphi_{ков} \gamma_{гм}} = \frac{5,4 \cdot 1,5}{0,9 \cdot 2,65} = 3,4 \text{ м}^3,$$

где $P^{ПДМ}$ – грузоподъемность ПДМ, т, $P^{ПДМ} = 6,8$ т;

$K_{раз.}$ – коэффициент разрыхления горной массы, $K_{раз} = 1,5$;

$\varphi_{ков.}$ – коэффициент заполнения ковша, $\varphi_{ков} = 0,9$;

$\gamma_{гм}$ – плотность горной массы (в массиве), $\gamma_{гм} = 2,65 \text{ т/м}^3$;

t_3 – норма времени на загрузку ковша, 0,5 мин/рейс;

t_p – норма времени на разгрузку ковша, 0,3 мин/рейс;
 t_b – норма времени на вспомогательные операции, 0,7 мин/рейс;
 L – расстояние доставки от забоя до места перегрузки, 200 м;
 V_{cp} – средняя скорость движения груженой и порожней ПДМ, 7,5 км/час.

1. Сменная производительность ПДМ определяется по выражению:

$$A_{см}^{ПДМ} = \frac{A_t^{ПДМ} T_{оп}^{ПДМ}}{60} K_{отд}^{ПДМ} K_{исп}^{ПДМ} = \frac{26 \cdot 389}{60} \cdot 0,9 \cdot 0,83 = 125,9 \text{ м}^3/\text{см},$$

где $T_{оп}^{ПДМ}$ – оперативное время работы ПДМ в течение смены, мин/смену;
 $K_{отд}^{ПДМ}$ – коэффициент, учитывающий время на отдых машиниста, 0,9;
 $K_{исп}^{ПДМ}$ – коэффициент сменного использования ПДМ, 0,83.

$$T_{оп}^{ПДМ} = T_{см} - T_{пз}^{ПДМ} - T_{обс.}^{ПДМ} - T_{лн} - T_{пт}^{ПДМ} =$$

$$480 - 20 - 20 - 10 - 41 = 389 \text{ мин/смену},$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены, 480 мин;
 $T_{пз}^{ПДМ}$ – норма времени на подготовительно-заключительные операции (прием смены, осмотр и опробование машины, перегоны ПДМ в течение смены, осмотр и приведение рабочего места в безопасное состояние, очистка от грязи, сдача смены), 20 мин/смену;
 $T_{обс.}^{ПДМ}$ – норма времени на ежесменное обслуживание (заправка машины, смазка машины, мелкий ремонт), 20 мин/смену;
 $T_{лн}$ – норма времени на личные нужды, $T_{лн} = 10$ мин/смену;
 $T_{пт}^{ПДМ}$ – время перегона ПДМ от места стоянки до места работы и обратно:

$$T_{пт}^{ПДМ} = \frac{0,12 L_{отс}}{V_{ср}^{ПДМ}} + T_{нп}^{ПДМ} = \frac{0,12 \cdot 1000}{7,5} + 25 = 41 \text{ мин/смена},$$

где $L_{отс}$ – среднее расстояние от места стоянки (камера РСО) до забоя, 1000м;
 $T_{нп}^{ПДМ}$ – непредвиденные технологические простои ПДМ, 25 мин/смену.

2. Суточная производительность ПДМ определена по выражению:

$$A_{сут}^{ПДМ} = A_{см}^{ПДМ} \cdot n_1 = 125,9 \cdot 3 = 378 \text{ м}^3/\text{сутки},$$

где n_1 – число смен в сутки, смены.

3. Годовая производительность ПДМ определена по выражению:

$$A_{год}^{ПДМ} = A_{сут}^{ПДМ} \cdot n_2 \cdot K_{т.г} = 378 \cdot 365 \cdot 0,8 = 110\,376 \text{ м}^3/\text{год},$$

(или 194 998 т/год, с учетом коэф. разрыхления 1,5, и уд.веса-2,65)

где n_2 – число рабочих дней в году, 365 дней;
 $K_{т.г}$ – коэффициент технической готовности ПДМ, 0,8.

Расчет потребности необходимого количество ПДМ для обеспечения проектной производительности рудника 1 млн. тонн руды в год (либо 1 250 000 тонн горной массы):

$$N_{\text{ПДМ}} = \frac{A_{\text{год}}^{\text{рудник}}}{A_{\text{год}}^{\text{ПДМ}}} = \frac{1\,250\,000}{194\,998} = 6 \text{ ед.}$$

где $A_{\text{год}}^{\text{рудник}}$ – годовая производительность рудника по горной массе (исключая периоды развития и затухания горных работ);

$A_{\text{год}}^{\text{ПДМ}}$ – годовая производительность ПДМ, согласно расчетам $A_{\text{год}}^{\text{ПДМ}} = 194\,998 \text{ т/год.}$

Расчет производительности (ПДМ) МТ 2010

1. Сменная производительность автосамосвала по вывозке горной массы определяется:

$$A_{\text{см}}^{\text{ПДМ}} = \frac{T_{\text{см}} Z_{\text{тм}} K_{\text{ис}}}{(T_{\text{р}} K_{\text{н}})}, = \frac{360 \cdot 16 \cdot 0,8}{(20,6 \cdot 1,1)} = 203,35 \text{ т/см.}$$

где $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, 360 мин. (с учетом обеда и пересменки);

$Z_{\text{тм}}$ – расчетная загрузка кузова автосамосвала, т;

$K_{\text{ис}}$ – коэффициент использования автосамосвала, 0,8;

$T_{\text{р}}$ – средний продолжительность одного рейса, мин (расчетный);

$K_{\text{н}}$ – коэффициент неравномерности работы, 1,1;

$$Z_{\text{тм}} = \frac{K_1 V_{\text{куз}} \gamma}{K_{\text{р}}} = \frac{10 \cdot 0,9 \cdot 2,65}{1,5} = 16 \text{ т,}$$

где K_1 – коэффициент заполнения кузова, 0,9;

$V_{\text{куз}}$ – геометрический объем кузова, 10 м^3 ;

γ – удельный вес горной массы, $2,65 \text{ т/м}^3$;

$K_{\text{р}}$ – коэффициент разрыхления, 1,5;

$$T_{\text{р}} = T_{\text{разг.}} + T_{\text{заг}} + T_{\text{м}} + T_{\text{гр}} + T_{\text{порг, мин}}$$

$$T_{\text{р}} = 0,5 + 5 + 1 + 8,8 + 5,3 = 20,6 \text{ мин,}$$

где $T_{\text{разг.}}$ – продолжительность разгрузки, 0,5 мин;

$T_{\text{заг}}$ – продолжительность загрузки, 5 мин;

$T_{\text{м}}$ – время на маневры, 1 мин;

$T_{\text{гр}}$ – продолжительность движение груженного самосвала – 8,8 мин;

$T_{\text{порг}}$ – продолжительность движение порожнего самосвал – 5,3 мин;

$$T_{\text{гр}} = \frac{L_{\text{м}}}{V_{\text{гр}} \cdot K_{\text{н}}} = \frac{1450}{150 \cdot 1,1} = 8,8 \text{ мин,}$$

где $L_{\text{м}}$ – плечо откатки – 1 450 м; (суммарное от забоя до рудоспуска, от рудоспуска до поверхности)

$V_{\text{гр}}$ – скорость движения груженного автосамосвала, 150 м/мин;

K_n – коэффициент неравномерности движения, 1,1.

$$T_{\text{пор}} = \frac{L_m}{V_{\text{пор}} \cdot K_n} = \frac{1450}{250 \cdot 1,1} = 5,3 \text{ мин},$$

где $V_{\text{пор}}$ – скорость движения порожнего автосамосвала, 250м/мин.

2. Суточная производительность ПСМ определена по выражению:

$$A_{\text{сут}}^{\text{ПСМ}} = A_{\text{см}}^{\text{ПСМ}} \cdot n_1 = 203,35 \cdot 3 = 610 \text{ т/сутки},$$

где n_1 – число смен в сутки, смены.

3. Годовая производительность ПСМ определена по выражению:

$$A_{\text{год}}^{\text{ПСМ}} = A_{\text{сут}}^{\text{ПСМ}} \cdot n_2 \cdot K_{\text{т.г}} = 610 \cdot 365 \cdot 0,8 = 178\,120 \text{ т/год},$$

где n_2 – число рабочих дней в году, 365 дней;

$K_{\text{т.г}}$ – коэффициент технической готовности ПСМ, 0,8.

Расчет потребности необходимого количество ПДМ для обеспечения проектной производительности рудника 1 млн. тонн руды в год (либо 1 250 000 тонн горной массы):

$$N_{\text{ПСМ}} = \frac{A_{\text{год}}^{\text{рудник}}}{A_{\text{год}}^{\text{ПДМ}}} = \frac{1\,250\,000}{178\,120} = 7 \text{ ед.}$$

где $A_{\text{год}}^{\text{рудник}}$ – годовая производительность рудника по горной массе ((исключая периоды развития и затухания горных работ);

$A_{\text{год}}^{\text{ПДМ}}$ – годовая производительность ПДМ, согласно расчетам $A_{\text{год}}^{\text{ПСМ}} = 194\,998 \text{ т/год}$

3.8. Параметры буровзрывных работ

3.8.1. Расчет параметров БВР при проходке НТС, ГПР

Исходные данные:

- принятая глубина шпуров – 3,0 м;
- диаметр шпуров – 45мм;
- применяемое ВВ – аммонит 6ЖВ, патронированный Ø45мм, аммонал 200, патронированный;
- средства инициирования – детонирующий шпур ДШ, СИНВ-Ш, электродетонаторы ЭДЗН;
- порядок инициирования – обратный;
- вруб – призматический;
- ручная и механизированная зарядка.

Определим объем отбиваемой горной массы за один цикл:

$$V_{\text{г.м.}} = S_{\text{пр.}} \times \ell_{\text{ш}} \times \eta, \text{ м}^3.$$

Где, S_{np} – поперечное сечение выработки в проходке, $S_{np} = 18,04 \text{ м}^2$ (наклонно-транспортный съезд);

$\ell_{ш}$ – глубина шпуров, м, $\ell_{ш} = 3,0 \text{ м}$;

η – коэффициент использования шпура, $\eta = 0,85$.

$$V_{г.м.} = 15,6 \times 3,0 \times 0,85 = 40 \text{ м}^3.$$

Определим удельный расход ВВ:

$$q = q_n \times S_1 \times V_1 \times e_1, \text{ кг/м}^3.$$

Где, S_1 – коэффициент структуры породы, для пород со сланцевым залеганием с меняющейся крепостью, с напластованием, принимаем $S_1=1,3$ (окончательно уточняется опытным путем);

V_1 – коэффициент зажима пород при одной открытой поверхности (плоскости), определим по формуле П.Я. Таранова:

$$V_1 = \frac{3 \ell_{шп}}{\sqrt{S_{выр}}}.$$

Где, e_1 – коэффициент относительной работоспособности ВВ, для аммонита №6 ЖВ-200, $e_1=1$;

q_n – удельный расход ВВ, зависящий от крепости горных пород, для пород с $f=10$, $q_n=1,0$.

$$V_1 = \frac{3 \times 3}{\sqrt{15,06}} = 2,28$$

Отсюда,

$$q = 1,0 \times 1,3 \times 2,28 \times 1 = 2,96 \text{ кг/м}^3.$$

Определим расход ВВ за цикл (на одну отпалку):

$$Q_{ц} = V_{г.м.} \times q, \text{ кг.}$$

$$Q_{ц} = 40 \times 2,96 = 118,56 \text{ кг.}$$

Определим массу шпурового заряда:

$$q_3 = 0,785 \times d_n^2 \times \ell_{ш} \times K_3 \times \rho_{ВВ}, \text{ кг.}$$

Где, d_n^2 – диаметр патрона, м, принимаем $d_n = 0,045 \text{ м}$;

K_3 – коэффициент заряжания шпуров, зависит от крепости пород и диаметра патрона, принимаем $K_3 = 0,7$;

$\rho_{вв}$ – плотность ВВ в патроне, кг/м³, для патронированного аммонита №6 ЖВ $\rho_{вв} = (1,0 - 1,2)$ г/см³, принимаем 1000 кг/м³.

$$q_3 = 0,785 \times 0,045^2 \times 3 \times 0,7 \times 1000 = 3,34 \text{ кг.}$$

Определим расчетное число шпуров на забой:

$$N = \frac{Q_{ц}}{q_3}, \text{ шт.}$$

$$N = \frac{118,56}{3,34} = 35,49 \approx 36 \text{ шт.}$$

Определим линию наименьшего сопротивления (далее ЛНС):

$$W = \sqrt{\frac{q_m}{q_m t}}, \text{ м.}$$

где, t – коэффициент сближения зарядов, зависящий от крепости пород, принимаем, $t = 1,0$;

q_m – вместимость одного шпура, определяется по формуле $q_m = 0,785 \times d_n^2 \times \rho_{зар.}$, кг/м,

где, $\rho_{зар.}$ – плотность заряжения, кг/м³, принимаем $\rho_{зар.} = 1000$ кг/м³, (при механизированной зарядке $\rho_{зар.} = 1100$ кг/м³).

$$q_m = 0,785 \times 0,045^2 \times 1000 = 1,6 \text{ кг/м.}$$

$$W = \sqrt{\frac{1,6}{3,05 \times 1,0}} = 0,7 \text{ м.}$$

Определим расположение оконтуривающих шпуров:

- расстояние между оконтуривающими шпурами по бортам выработки:

$$a_{ок. б.} = t \times W, \text{ м;}$$

$$a_{ок. б.} = 1,0 \times 0,7 = 0,7 \text{ м;}$$

- расстояние между оконтуривающими шпурами по почве выработки:

$$a_{ок. поч.} = (0,8 - 0,9) \times W, \text{ м;}$$

$$a_{ок. поч.} = 0,9 \times 0,7 = 0,65 \text{ м;}$$

- расстояние между оконтуривающими шпурами по кровле выработки:

$$a_{ок. кр.} = (1,1 - 1,2) \times W, \text{ м;}$$

$$a_{ок.кр.} = 1,15 \times 0,7 = 0,8 м.$$

Фактическое количество шпуров определяем графоаналитическим методом в зависимости от сечения выработки и ЛНС. Количество шпуров при сечении выработки $S_{шп.} = 18,04 м^2$ - 38 шпуров ($S_{шп.} = 16,1 м^2$ - 36 шпуров)

Определим величину зарядов ВВ, учитывая коэффициент заполнения шпуров:

- для врубовых шпуров:

$$Q_{вр.} = (1,1-1,2) \times q_3, кг;$$

$$Q_{вр.} = 1,2 \times 3,34 = 4,0 кг;$$

- для отбойных и оконтуривающих шпуров:

$$Q_{отб. ок.} = (0,9-0,95) \times q_3;$$

$$Q_{отб. ок.} = 0,9 \times 3,34 = 3,0 кг.$$

Определяем общее количество ВВ на взрываемый забой НТС:

$$Q_{вв} = (N_{вр.} \times Q_{вр.}) + (N_{отб.} \times Q_{отб.}) + (N_{ок.} \times Q_{ок.}),$$

$$Q_{вв} = (4 \times 4,0) + (18 \times 3,0) + (18 \times 3,0) = 124 кг/цикл.$$

Где, $N_{вр.}$ – количество врубовых шпуров, $N_{вр.} = 4$;

$N_{отб.}$ – количество отбойных шпуров, $N_{отб.} = 18$ шт;

$N_{ок.}$ – количество оконтуривающих шпуров, $N_{ок.} = 18$ шт.

Примечание: Расчетные параметры БВР определяются окончательно опытными взрывами в соответствии с «ПОПБ при взрывных работах» и «ПОПБ при ведении работ подземным способом», и оформляется паспортом БВР.

3.8.2. Удельный расход взрывчатых веществ (ВВ) и сетки разбуривания

Технологическая связь между параметрами отбойки и дробления горной массы устанавливается по удельному расходу ВВ на отбойку, которая зависит от сетки расположения скважин и других параметров БВР.

Параметры БВР рассмотрены согласно «Справочника по горнорудному делу» под редакцией В.А. Гребенюка, Е.С. Пыжьянова, И.В.Ерофеева. Москва, «Недра», 1983 г.

Наименование	Ед. изм.	Кол-во	Формулы
Коэффициент относительной работоспособности ВВ, e		1	
Удельный расход ВВ на отбойку, q_0 . (Совершенствование горных работ на руднике ЛПК. Алма Ата, 1968 г. §7 табл. 53.);	кг/т	0.355	
Плотность руды, γ_p	т/м ³	2.65	
Коэффициент сближения скважин, m		1.25	
Диаметр скважины, d	м		

Плотность заряда, γ_z	т/м ³	1100	
Длина скважины, $L_{скв}$	м	15	
Кол-во ВВ, размещаемое в 1 п.м. скважины, Q	кг	2.52	$Q = \frac{\pi d^2 \gamma}{4} x l.$
Линия наименьшего сопротивления скважин (ЛНС), W	м	1.44	$W = \sqrt{\frac{Qe}{q_0 \gamma n}}.$
Исходя из практических данных расход ВВ на вторичное дробление при отбойке руды скважинами $d-54$ мм, составляет $q_{вт}=0,1$ кг/тн.	кг/тн	0.1	
Общий удельный расход ВВ, $Q_{общ}$	кг/тн	0.46	$Q_{общ} = q_{отб} + q_{вт}$
	кг/м ³	1.24	
Удельный расход ВВ на отбойку, $Q_{отб}$	кг/м ³	0.97	
Удельный расход ВВ на вторичное дробление, $Q_{втр}$	кг/м ³	0.27	

3.9. Вентиляция рудника

3.9.1. Общие положения

Вентиляторные установки на горных предприятиях служат для проветривания горных выработок и поддержания в них комфортных и безопасных условий труда путем создания атмосферных условий, при которых состав, скорость перемещения и температура воздуха соответствовали бы требованиям отраслевых правил безопасности (далее ПБ).

Атмосферный воздух, проходя по горным выработкам, изменяет свой состав. Содержание кислорода в нем уменьшается, а содержание углекислого газа увеличивается. Кроме того, в него попадают такие газы, как азот, оксид углерода, сероводород, сернистый газ, оксиды азота, метан, а также пыль, пары воды и другие вещества, выделяющиеся из горных пород и образующиеся при производстве горных работ.

Содержание газов в воздухе характеризуется их концентрацией, представляющей собой отношение объема (объемная концентрация) или массы (массовая концентрация) данного газа ко всему количеству газозооушной смеси.

Воздух, поступивший с поверхности в горные выработки и претерпевший изменения, называется рудничным. Воздушная струя, движущаяся от воздухопадающего ствола к забоям, называется поступающей, а от забоев к воздуховыдающему стволу – исходящей.

Рудничный воздух в основном состоит из следующих компонентов:

- кислорода, минимальное содержание которого согласно ПБ должно быть не менее 20% по объему;
- углекислого газа, максимальное допустимое содержание которого не должно превышать: 0,5% на рабочих местах и в исходящих струях участков; 0,75% в выработках с исходящей струей крыла, горизонта и шахты в целом;
- оксида углерода, объемная концентрация которого в рудничном воздухе действующих и строящихся выработок не должна превышать 0,0016%;
- оксидов азота, образующихся при взрывных работах. Их содержание не должно превышать 0,00025% по объему в пересчете на диоксид азота NO₂;
- сернистого газа, содержание которого не должно превышать 0,00035% по объему.

Особое место в рудничной атмосфере занимает метан. С воздухом метан образует горючие и взрывчатые смеси. Причем при объемной концентрации метана в воздухе до 5-6% метановоздушная смесь не взрывается; свыше 14-15% - не горит и не взрывается.

Все шахты и рудники, в которых хотя бы одной выработке был обнаружен метан, относят к опасным по газу, что влечет за собой дополнительные требования к обеспечению безопасности.

С учетом отмеченного выше, процесс проветривания горных выработок должен обеспечить в рудничном воздухе необходимое количество кислорода, а также разбавить выделяющиеся вредные газы и вещества до допустимых концентрации, что и определяет в основном объем воздуха, который необходим для проветривания. Этот процесс осуществляется с помощью специальных вентиляторов, предназначенных для горной промышленности.

По назначению вентиляторные установки подразделяются на главные, вспомогательные и местного проветривания.

Вентиляторные установки главного проветривания (далее ГВУ) предназначены для вентиляции всех выработок горного предприятия (шахты, рудника, карьера) или его части (крыло, блок, панель и т.д.). В соответствии с ПОПБ на шахтах и подземных рудниках эти установки располагаются на поверхности у устья герметически закрытых стволов, шурфов, штолен и скважин.

Вспомогательные вентиляторные установки предназначены для проветривания стволов и капитальных выработок при их проходке, а также отдельных участков горного предприятия. Обычно они располагают, как и главные, на дневной поверхности.

Вентиляторные установки местного проветривания используются для вентиляции тупиковых выработок, забоев и отдельных застойных зон.

Соответственно по назначению разделяются и вентиляторы: вентиляторы главного проветривания, вспомогательные вентиляторы и вентиляторы местного проветривания (далее ВМП).

По способу проветривания ГВУ подразделяют на всасывающие и нагнетательные. Всасывающий способ проветривания применяют, как правило, на шахтах, опасных по газу и пыли, нагнетательный – на шахтах, не опасных по газу и пыли. Иногда применяют нагнетательно-всасывающий способ проветривания. В этом случае два вентилятора работают последовательно – один на нагнетание, а другой на всасывание.

3.9.2. Способ проветривания и схема вентиляции шахты

Для проветривания рудника «Карагайлыактас» принята фланговая схема и нагнетательный способ проветривания.

Свежий воздух, подогреваемый в холодное время года в калориферной установке, поступает по Главному вентиляционному на соответствующие горизонты и подэтажи за счет работы главных вентиляторных установок, установленных в районе устья ГВВ. Далее свежий воздух по квершлагам поступает на транспортные штреки. С транспортного штрека по блоковым восстающим свежий воздух попадает в очистное пространство. Отработанный воздух по штрекам вышележащего вентиляционного горизонта поступает на восточный и западный фланги и выдается на поверхность через вентиляционные-ходовые восстающие ВХВ-1 и ВХВ-2.

Вентиляционные восстающие проходятся с помощью проходческих комплексов КПВ-4. Сечение прямоугольной формы (10,0 м²). Вдоль ВВ монтируется отделения для коммуникации.

Бурение забоя производится с помощью телескопного перфоратора типа ПТ-48. Заряжание производится вручную с применением патронированных ВВ.

Отгрузка горной массы от проходки производится с помощью погрузо-доставочной машины типа WJ-3 из камеры КПВ, расположенной под ВВ.

Для подогрева воздуха в холодный период года на дневной поверхности вблизи ГВУ предусматриваются строительство калориферных станций

3.9.3. Определение необходимого количества воздуха при проходке НТС

Расчет необходимого количества воздуха для проветривания выполнен согласно «Временного методического пособия по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания рудников и шахт» (рассмотрено коллегией Госгортехнадзора Каз. ССР 15.03.90г. №3-11, согласовано с Госгортехнадзором СССР).

Производство работ по проходке НТС осуществляется с применением самоходного оборудования ПДМ WJ-3 и СБУ Boomer 281 с дизельным приводом.

- 1) По наибольшему количеству людей, одновременно занятых на проходке наклонного съезда:

$$V_{min} = \frac{q \cdot n \cdot K}{60}, \text{ м}^3/\text{сек}$$

Где, q – норма подачи свежего воздуха на одного человека, $q = 6 \text{ м}^3/\text{мин.} = 0,1 \text{ м}^3/\text{сек}$;
 n – общая численность людей, работающих на наклонном съезде, $n = 7 + nk = 7 + 2 = 9$ чел., nk – лица технического надзора;
 K – коэффициент запаса, при нагнетательном способе проветривания забоя, $K = 1,35$.

$$Q_{л} = \frac{6 \times 9 \times 1,35}{60} = 1,2 \text{ м}^3/\text{сек.}$$

- 2) По интенсивности выделения газов при производстве взрывных работ:

$$q = \frac{2,25}{60 \cdot t} \sqrt[3]{\frac{A \cdot S^2 \cdot L^2 \cdot b \cdot \varphi}{K_{ут}^2}}, \text{ м}^3/\text{сек}$$

Где, t – время проветривания после взрывания, $t = 30$ мин;
 A – количество одновременно взрывающегося ВВ, кг, $A = 118$ кг.
 b – фактическое удельное газовыделение при взрывании ВВ, $b = 35$ л/кг;
 S – площадь сечения проходимой выработки, м^2 , $S = 18,04 \text{ м}^2$;
 L – максимальная длина проветриваемой выработки, $L = 1000$ п.м;
 φ – коэффициент обводненности выработки, $\varphi = 0,8$;
 $K_{ут}$ – коэффициент утечек воздуха в вентиляционном гибком трубопроводе, при $K_{ут} = 2,63$

$$q = \frac{2,25}{60 \cdot 30} \sqrt[3]{\frac{118,0 \cdot 18,04 \cdot 1000^2 \cdot 35 \cdot 0,8}{2,63^2}} = 6,72 \text{ м}^3/\text{сек}$$

- 3) По пылевому фактору:

$$Q_{min} = V_{min _1} \cdot S, \text{ м}^3/\text{сек}$$

Где, $V_{\min_1}$ - минимальная скорость струи, обеспечивающая пылеудаление, по данным ЦНИГРИ – $V_{\min_1} = 0,35$ м/сек.

$$Q_{\min} = 0,35 \cdot 18,04 = 3,61 \text{ м}^3/\text{сек}$$

4) По эффективной скорости движения воздуха:

$$Q_{\min} = V_{\min_2} \cdot S, \text{ м}^3/\text{сек}$$

$$Q_{\min} = 0,1 \cdot 17 = 1,6 \text{ м}^3/\text{сек}$$

Где, $V_{\min_2}$ – минимальная скорость движения воздуха по выработке

$$V_{\min_2} = \frac{0,1 \cdot P}{S} = \frac{0,1 \cdot 18}{18,04} = 0,1 \text{ м/сек}$$

Где, P – периметр выработки в свету, м.

5) По выхлопным газам от машин и оборудования с двигателями внутреннего сгорания:

$$Q_{\text{двс}} = \frac{q \cdot K_o \cdot \sum N_{\text{схо}}}{60} \text{ м}^3/\text{сек}$$

Где, q – норма подачи свежего воздуха на единицу мощности ДВС, $q = 5 \text{ м}^3/\text{мин}/\text{л.с.}$;

K_o – коэффициент одновременности работы машин, принимается равным:

при работе ПДМ $K_o = 1,0$;

при работе двух машин $K_o = 0,8$;

при работе трех машин $K_o = 0,75$.

$\sum N_{\text{схо}}$ – суммарная мощность ДВС, одновременно работающих в выработке, л.с.

Для буровых и вспомогательных машин с ДВС при работе их в выработках не более 10 мин в течение двух часов расчет по газам ДВС не производится.

При подаче свежего воздуха в забой ВМП в объеме $Q = 47,5 \text{ м}^3/\text{сек}$ скорость движения воздуха составит:

$$V = \frac{47,5}{18,04} = 2,6 \text{ м/сек}$$

или для полного проветривания пройденной выработки (НТС) общей длиной $L \approx 3000$ м.

$$T = \frac{3000}{2,6} = 1154 \text{ сек или } 19,2 \text{ мин}$$

По выхлопным газам от машин с ДВС:

а) при работе одной ПДМ WJ-3:

$$Q_{\text{WJ-3}} = \frac{5 \times 1 \times 207}{60} = 17,25 \text{ м}^3/\text{сек.}$$

б) при работе автосамосвала МТ 2200:

$$Q_{\text{MT}} = \frac{5 \times 1 \times 325}{60} = 27,083 \text{ м}^3/\text{сек}$$

с) при совместной одновременной работе ПДМ WJ -3 и автосамосвала МТ 2200 в районе перегрузочной ниши:

$$Q_{\text{общ}} = \frac{5 \times 0,8 \times 532}{60} = 35,5 \text{ м}^3/\text{сек}$$

Для подачи в забой необходимо принимать наибольшее из количеств воздуха, полученных расчетов при различных факторах: - по фактору проветривания от выхлопных газов от машин с ДВС – 35,5 м³/сек. при одновременной работе ПДМ WJ -3 и автосамосвала МТ 2200.

Учитывая результаты, приведенных выше расчетов выбор вентилятора выполним по фактору проветривания от выхлопных газов от СХО.

$$Q_{\text{общ}} = 35,5 \text{ м}^3/\text{сек}$$

Производительность ВМП, работающего на нагнетание при проходке наклонного съезда.

Определяется подача вентиляторной установки на полную длину трубопровода по формуле:

$$Q_{\text{под}} = \frac{Q_{\text{в}}}{\eta}, \text{ м}^3/\text{сек}$$

Где, η - коэффициент доставки воздуха определяется:

$$\eta = \frac{1}{\left(\frac{1}{3}kd \frac{L}{m} \sqrt{R} + 1\right)^2}$$

Где, $k = 0,001 - 0,002$, коэффициент удельной стыковки воздухопроницаемости, при удовлетворительном качестве сборки $k = 0,002$;

$d = 0,8$ м, диаметр трубопровода;

$L = 1000$ м, максимальная длина тупикового забоя и вентиляционного гибкого трубопровода;

$m = 20$ м, длина одного звена вентиляционной трубы;

$R = 1,5 \text{ кгс} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$, аэродинамическое сопротивление трубопровода,

$$\eta = \frac{1}{\left(\frac{1}{3} 0,002 \times 0,8 \times \frac{1000}{20} \sqrt{1,24} + 1\right)^2} = 0,95.$$

$$Q_{\text{под}} = \frac{45,2}{0,95} = 47,5 \text{ м}^3/\text{сек}$$

Воздуховод – гибкий шахтный трубопровод диаметром 800 мм.

Сопротивления воздуха рассчитываем по формуле:

$$R_{\text{сопр}} = \frac{a \cdot L_{\text{тр}} \cdot P}{S^3}, \text{ Н} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^8$$

Где, a – коэффициент аэродинамического сопротивления гибкого трубопровода $\text{кгс} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^8$,
 $a = 0,0003$ ($\varnothing$ -800 мм);

$$a = \frac{a}{(3,7 + L \cdot d^2)}$$

Где, $L = 20 \text{ м}$ – длина одного звена вентиляционной трубы;
 $a = 0,003$ – коэффициент для гибких труб с прямолинейной навеской;
 $d = 0,8 \text{ м}$, диаметр гибкого трубопровода.

$$a = \frac{0,003}{(3,7 + 20 \cdot 0,8^2)} = 0,00018$$

При нагнетательном способе проветривания и длине выработки более 500 м, критическая длина выработки, т.е. расстояние на которой концентрация газов, идущих от забоя, снижается до допустимой, определяется, согласно методике «Временная инструкция по расчету количества воздуха...» Минцветмет СССР по формуле:

$$L_{\text{кр}} = \frac{12,5 \cdot A \cdot b \cdot K_{\text{т}}}{S \cdot K_{\text{ут.тр}}^2}, \text{ м}$$

Где, $K_{\text{т}}$ – коэффициент турбулентной диффузии полной свободной струи, $K_{\text{т}} = 0,5$;
 A – количество одновременно взрывающихся ВВ в забое, $A = 118 \text{ кг}$;
 b – газовость применяемого ВВ, $b = 35 \text{ л/кг}$ (аммонит 6ЖВ);
 $K_{\text{ут.тр}}$ – коэффициент утечек в трубопроводе, $K_{\text{ут.тр}} = 2,63$ при $L = 1000 \text{ м}$;

$$L_{\text{кр}} = \frac{12,5 \cdot 118 \cdot 35 \cdot 0,5}{18,04 \cdot 2,63^2} = 207 \text{ м}$$

$$R = \frac{0,00018 \cdot 207 \cdot 2,51}{0,5^3} = 0,37 \text{ Н} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^8$$

Расчет местного сопротивления воздуха.

Местное сопротивление внезапного расширения:

$$e_p = 1 + \frac{a}{0,001}, \text{ кг} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^8$$

$$e_p = 1 + \frac{0,00018}{0,001} = 1,2 \text{ кг} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^8$$

Аэродинамическое сопротивление внезапного расширения:

$$R_{\text{а.сопр.}} = \frac{e_p \gamma_{\text{воз}}}{2gS^2}, \text{ кгс} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^8$$

Где, $\gamma_{\text{воз}}$ – плотность рудничного воздуха, кгс/м³, $\gamma_{\text{воз}} = 1,2$;
 $g = 9,81$ м/с², ускорение свободного падения;
 S = площадь узкого сечения, м²,

$$S = \frac{\pi d^2}{4} = \frac{3,14 \times 0,8^2}{4} = 0,5 \text{ м}^2$$

$$R_{\text{а.сопр.}} = \frac{1,2 \cdot 1,2}{2 \cdot 9,81 \cdot 0,5^2} = 0,29 \text{ кгс} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$$

Аэродинамическое сопротивление поворота струи

$$R_{\text{а.с.пов}} = \frac{S e_p \gamma_{\text{воз}}}{2 g S^2}, \text{ кгс} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$$

$$R_{\text{а.с.пов}} = \frac{0,5 \cdot 1,2 \cdot 1,2}{2 \cdot 9,81 \cdot 0,5^2} = 0,14 \text{ кгс} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$$

Сопротивление вентиляционной сети равно:

$$R_c = R + R_{\text{а.сопр.}} + R_{\text{а.с.пов}} = 0,37 + 0,29 + 0,14 = 0,8 \text{ кгс} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8 \text{ или } 0,8 \text{ Па}$$

Количество, подаваемого воздуха к вентиляторным установкам составляет 47,5 м³/с.
 Тогда для каждой ВМП составит половину подаваемого воздуха – 23,75 м³/с.

Характеристика двух вентиляционных сетей:

$$h = R_c \cdot Q_B^2, \text{ Па}$$

$$h = 0,8 \cdot 47,52 = 1805 \text{ Па}$$

При работе двух ВМП $h = \frac{1805}{2} = 902,5 \text{ Па}$

Необходимое количество свежего воздуха, подаваемого к ВМП равно:

$$Q_{\text{вс}} = Q_{\text{вф}} \cdot K_p = 47,5 \cdot 1,43 = 69,9 \text{ м}^3/\text{сек}$$

Где, $K_p = 1,43$, коэффициент запаса для исключения рециркуляции.

Выбор ВМП при проходке НТС

Для подачи воздуха в забой нагнетательным способом выбираем ВМП – центробежный вентилятор ВМЭ-12А – 2 ед.

$$n_B = \frac{h}{h_{B1}} = \frac{35,5}{30} = 1,2 \sim 2 \text{ ед.}$$

Таблица 3-9 Технические характеристики ВМЭ-12А

Параметры показателей	Значения
Номинальный диаметр, мм	1000
Частота вращения, об/мин	1480

Мощность электродвигателя, кВт	110
Максимальный полный КПД	0,72
Номинальное полное давление, Па	800-3000
Номинальная подача, м ³ /с	10-30
Размеры:	2280 x 1350 x 1720
Вес:	2200

3.9.4. Определение необходимого количества воздуха при очистных работах

А. Расчёт расхода воздуха на очистные работы

Расчёт по факторам:

- 1) По наибольшему количеству людей, одновременно занятых на очистных работах:

$$V_{min} = \frac{q \cdot n \cdot K}{60}, \text{ м}^3/\text{сек}$$

Где, q – норма подачи свежего воздуха на одного человека, $q = 6 \text{ м}^3/\text{мин.} = 0,1 \text{ м}^3/\text{сек}$;
 n – общая численность людей, работающих в забое, $n = 4 + nK = 4 + 1 = 5$ чел., nK – лица технического надзора;
 K – коэффициент запаса, при нагнетательном способе проветривания забоя, $K = 1,35$.

$$Q_{л} = \frac{6 \times 5 \times 1,35}{60} = 0,7 \text{ м}^3/\text{сек.}$$

- 2) По интенсивности пылевыведения:

$$Q_{оч} = \frac{60 \cdot j \cdot b_1}{n - n_{вх}}, \text{ м}^3/\text{мин}$$

Где j – интенсивность пылевыведения;
 $b_1 = 0,5$ – коэффициент, учитывающий снижение пылевыведения при применении средств гидрообеспыливания;
 $n = 2$ – ПДК пыли, мг/м³;
 $n_{вх}$ – запыленность входящей вентиляционной струи, (мг/м³);
 $n_{вх} = 0,3 \cdot n$, (мг/м³);

- при бурении шпуров в горизонтальных выработках, $j = 6,5$ мг/сек;

$$Q_{оч} = \frac{60 \cdot 6,5 \cdot 0,5}{2 - 0,3} = 115 \text{ м}^3/\text{мин} = 2 \text{ м}^3/\text{сек}$$

- при бурении шпуров под штанговую крепь, $j = 12,7$ мг/сек;

$$Q_{оч} = \frac{60 \cdot 12,7 \cdot 0,5}{2 - 0,3} = 224 \text{ м}^3/\text{мин} = 3,73 \text{ м}^3/\text{сек}$$

- при уборке руды ПДМ типа WJ-3, $J = 12$ мг/с; $j = 12$ мг/сек.

$$Q_{оч} = \frac{60 \cdot 12 \cdot 0,5}{2 - 0,3} = 211,8 \text{ м}^3/\text{мин} = 3,5 \text{ м}^3/\text{сек}$$

3) По минимально-допустимой скорости струи воздуха

$$Q = v_{\min} \cdot S, \text{ м}^3/\text{с}.$$

Где, $v_{\min} = 0,5 \text{ м/с}$, минимально-допустимая скорость движения воздуха;
 $S = 16,1 \text{ м}^2$, сечение выработки.

$$Q = 0,5 \cdot 16,1 = 8,05 \text{ м}^3/\text{сек}$$

4) По газам от взрывных работ:

$$Q_{\text{оч}} = \frac{3,4 \cdot \sqrt{A \cdot b \cdot V_{30}}}{t}, \text{ м}^3/\text{мин}$$

Где A - масса одновременно взрывающегося ВВ, $A=115,0 \text{ кг}$;
 b -газовость ВВ (л/кг), принимается при использовании неперехранительных ВВ по несурьфидным рудам, равной 35 л/кг ;
 t - время проветривания очистного забоя, мин; $t = 30 \text{ мин}$;
 V_{30} - загазованный объем камеры, равный $(0,5 \cdot A + 5) \cdot S, \text{ м}^3$,

$$V_{30} = (0,5 \cdot 115 + 5) \cdot 14,4 = 900 \text{ м}^3,$$

$$Q_{\text{оч}} = \frac{3,4 \cdot \sqrt{115 \cdot 35 \cdot 900}}{30} = 215,7 \text{ м}^3/\text{мин} = 3,6 \text{ м}^3/\text{сек}$$

5) По разжижению выхлопных газов ДВС:

$$Q = q \cdot t \cdot N/60, \text{ м}^3/\text{сек}$$

Где, $q = 5 \text{ м}^3/\text{мин}$, количество воздуха для разжижения выхлопного газа ДВС на 1 л.с.;
 t - коэффициент одновременности работы самоходной техники;
 $t = 1,0$ при работе одной машины;
 $N = 207 \text{ л.с.}$, мощность ДВС ПДМ;

При работе ПДМ типа WJ-3:

$$Q = 5 \cdot 1,0 \cdot \frac{207}{60} = 17,25 \text{ м}^3/\text{сек}$$

6) Наибольшее по факторам:

Таблица 3-10 Расчетные показатели расхода воздуха на очистные работы

Параметры показателей	Ед.изм.	Значение
Расчетное количество воздуха, подаваемое в забой по людям	м ³ /сек	0,7
Расчетное количество воздуха, подаваемое в забой по минимально-допустимой скорости	м ³ /сек	7,2
Расчетное количество воздуха, подаваемое в забой для разжижения газов ВВ	м ³ /сек	3,6

Расчетное количество воздуха, подаваемое в забой для выноса пыли	м ³ /сек	3,7
Расчетное количество воздуха, подаваемое в забой для разжижения выхлопных газов ДВС	м ³ /сек	17,25

На очистные работы расход воздуха составит: $Q_{ор} = 17,25 \text{ м}^3/\text{сек}$.

Расчётная производительность ВМП:

$$Q_{вен} = Q \cdot K_{ут}, \text{ м}^3/\text{сек}$$

Где, $K_{ут}=1,22$ – коэффициент утечек воздуха в вентиляционном гибком трубопроводе, при длине 300 м.

$$Q_{вен} = 17,25 \cdot 1,22 = 21 \text{ м}^3/\text{сек}$$

При увеличении тупикового очистного забоя более 10м, предусмотреть ВМП, для удаления газов от взрывных работ достаточно одного ВМЭ-12А, а для разжижения выхлопных газов ПДМ при уборке руды необходимо ВМЭ-12А – 2 ед., так как производительность одного ВМЭ-12А на подачу воздуха не достаточно, диаметром гибкого трубопровода 800мм.

В. Расчёт расхода воздуха для проветривания проходческих, нарезных и подготовительных выработок (проходческие забои)

Расчёт по факторам:

1) По людям:

$$Q = q \cdot N \cdot K, \text{ м}^3/\text{сек}$$

Где, $q = 0,1 \text{ м}^3/\text{с}$, норматив необходимого свежего воздуха на одного человека;
 $N = 4$, количество людей, одновременно работающих на проходческом забое.
 $K = 1,35$ – коэффициент запаса, при нагнетательном способе в забое

Для забоев горизонтальных выработок при $N = 4$ чел.

$$Q = 0,1 \cdot 4 \cdot 1,35 = 0,5 \text{ м}^3/\text{сек}$$

Для забоев вертикальных выработок при $N = 2$ чел.

$$Q = 0,1 \cdot 2 = 0,2 \text{ м}^3/\text{сек}$$

2) По интенсивности пылевыведения:

$$Q_{пр} = \frac{60 \cdot j \cdot b_1}{n - n_{вх}}, \text{ м}^3/\text{мин}$$

где j - интенсивность пылевыведения для различных производственных процессов;
 $b_1 = 0,5$ - коэффициент, учитывающий снижение пылевыведения при применении средств гидрообеспыливания;
 $n = 2$ - ПДК пыли, мг/м³;
 $n_{вх}$ - запыленность входящей вентиляционной струи, (мг/м³);

$$n_{\text{BX}} = 0,3 \cdot n, (\text{мг/м}^3);$$

- при бурении шпуров в горизонтальных выработках, $j = 6,5$ мг/сек;

$$Q_{\text{пр}} = \frac{60 \cdot 6,5 \cdot 0,5}{2 - 0,3} = 115 \text{ м}^3/\text{мин} = 2 \text{ м}^3/\text{сек}$$

- при бурении шпуров в восстающих выработках, $j = 9,7$ мг/сек;

$$Q_{\text{пр}} = \frac{60 \cdot 9,7 \cdot 0,5}{2 - 0,3} = 171,2 \text{ м}^3/\text{мин} = 2,9 \text{ м}^3/\text{сек}$$

- при бурении шпуров под штанговую крепь, $j = 12,7$ мг/сек;

$$Q_{\text{пр}} = \frac{60 \cdot 12,7 \cdot 0,5}{2 - 0,3} = 224 \text{ м}^3/\text{мин} = 3,73 \text{ м}^3/\text{сек}$$

- при уборке руды ПДМ типа WJ-3, $J = 12$ мг/с;

$$Q_{\text{пр}} = \frac{60 \cdot 12 \cdot 0,5}{2 - 0,3} = 211,8 \text{ м}^3/\text{мин} = 3,5 \text{ м}^3/\text{сек}$$

- 3) По минимально-допустимой скорости струи воздуха

$$Q = v_{\text{min}} \cdot S, \text{ м}^3/\text{сек}$$

Где, $v_{\text{min}} = 0,25$ м/с, минимально-допустимая скорость движения воздуха;
 $S = 16,1$ м², сечение выработки.

$$Q = 0,25 \cdot 16,1 = 4 \text{ м}^3/\text{сек}$$

- 4) По газам от взрывных работ:

Для проходческих забоев горизонтальных и наклонных выработок длиной до 300 м при нагнетательном способе проветривания:

$$Q_{\text{пр}} = \frac{2,25}{60 \cdot t} \sqrt[3]{\frac{A \cdot B \cdot S^2 \cdot K_{\text{об}} \cdot L^2}{K_{\text{ут}}^2}}, \text{ м}^3/\text{сек}$$

Где $A = 118,0$ кг – масса взрывающего заряда ВВ;
 $B = 35$ л/кг – газовость ВВ;
 $S^2 = 16,1$ м² – сечение выработок;
 $L^2 = 300$ м – длина тупиковой части выработки;
 $K_{\text{об}} = 0,8$ – коэффициент обводненности;
 $K_{\text{ут}}^2 = 1,22$ – коэффициент утечек воздуха в трубопроводе.

$$Q_{\text{пр}} = \frac{2,25}{60 \cdot 30} \sqrt[3]{\frac{118 \cdot 35 \cdot 16,1^2 \cdot 300^2 \cdot 0,8}{1,22^2}} \approx 4,7 \text{ м}^3/\text{сек}$$

Для проветривания восстающей выработки воздушно-водяной смесью, $S=10 \text{ м}^2$

$$Q_{\text{пр}} = \frac{3,35 \cdot K_1 \cdot K_2}{60 \cdot t} \sqrt{\frac{A \cdot B \cdot H \cdot S}{K_{\text{ут}}}}, \text{ м}^3/\text{сек}$$

Где K_1 – коэффициент, учитывающий высоту восстающего;
 K_2 – коэффициент, учитывающий способ проветривания;
 H – высота восстающего, м.

Для проветривания восстающих высотой 40 метров:

$$Q_{\text{пр}} = \frac{3,35 \cdot 0,5 \cdot 0,44}{60 \cdot 30} \sqrt{\frac{47 \cdot 35 \cdot 40 \cdot 10}{1,22}} = 0,3 \text{ м}^3/\text{сек}$$

Для проветривания восстающих высотой 80 метров:

$$Q_{\text{пр}} = \frac{3,35 \cdot 0,7 \cdot 0,44}{60 \cdot 30} \sqrt{\frac{47 \cdot 35 \cdot 40 \cdot 10}{1,22}} = 0,6 \text{ м}^3/\text{сек}$$

5) По разжижению выхлопных газов ДВС:

$$Q_{\text{пр}} = m \cdot q \cdot \frac{N}{60}, \text{ м}^3/\text{сек}$$

Где, $q = 5 \text{ м}^3/\text{мин}$, количество воздуха для разжижения выхлопного газа ДВС на 1 л.с.;
 $m = 1,0$ при работе одной машины;
 $N = 207 \text{ л.с.}$, мощность ДВС ПДМ типа WJ-3;
 При работе ПДМ типа WJ-3:

$$Q_{\text{пр}} = 1,0 \cdot 5 \cdot \frac{207}{60} = 17,25 \text{ м}^3/\text{сек}$$

6) Наибольшее по факторам:

Таблица 3-11 Результаты расчёта расхода воздуха для проветривания проходческих, нарезных и подготовительных выработок (проходческие забой)

Параметры показателей	Ед. изм.	Значение
Расчетное количество воздуха, подаваемое в забой по людям	м ³ /сек	0,5
Расчетное количество воздуха, подаваемое в забой по минимально-допустимой скорости	м ³ /сек	3,5
Расчетное количество воздуха, подаваемое в забой для разжижения газов ВВ	м ³ /сек	4,7
Расчетное количество воздуха, подаваемое в забой для выноса пыли	м ³ /сек	3,7
Расчетное количество воздуха, подаваемое в забой для разжижения выхлопных газов ДВС	м ³ /сек	17,25

Наибольшее расчетное количество воздуха, подаваемое в забой	м ³ /сек	17,25
---	---------------------	-------

На проходческие работы расход воздуха составит: $Q_{\text{пр}} = 17,25 \text{ м}^3/\text{сек}$

Расчётная производительность ВМП:

$$Q_{\text{вен}} = Q \cdot K_{\text{ут}}, \text{ м}^3/\text{сек}$$

Где, $K_{\text{ут}}=1,22$ – коэффициент утечек воздуха в вентиляционном гибком трубопроводе, при длине 300м.

$$Q_{\text{вен}} = 17,25 \cdot 1,22 = 21 \text{ м}^3/\text{сек}$$

Для удаления газов от взрывных работ предусмотреть достаточно один ВМЭ-2-10А, а для разжижения выхлопных газов ПДМ при уборке руды необходимо ВМЭ-2-10А – 2 ед., так как производительность одного ВМЭ-2-10А на подачу воздуха недостаточно, диаметром гибкого трубопровода 800мм.

7) Расход воздуха на подготовку блока:

$$Q_{\text{в}} = Q_{\text{вен}} \cdot K_{\text{р}}, \text{ м}^3/\text{сек}$$

Где, $K_{\text{р}} = 1,43$, коэффициент запаса, исключающий рециркуляцию при вентиляции.

$$Q_{\text{гпр}} = 21 \cdot 1,43 = 30,03 \text{ м}^3/\text{сек}$$

На подготовку блока расход воздуха составит:

$$Q_{\text{гпр}} = 30 \text{ м}^3/\text{сек}$$

С. Расчёт расхода воздуха на проветривание выработок при одновременной работе ДВС на руднике

Для подачи выработки принимается наибольшее из количеств воздуха, полученных расчетов при одновременной работе ПДМ WJ-3 и автосамосвала МТ 2200 по 2 ед.

Учитывая результаты, приведенных выше расчетов по фактору проветривания от выхлопных газов от СХО составляет.

а) При одновременной работе ПДМ и автосамосвала:

$$Q_{\text{выр}} = 35,5 \cdot 2 = 71 \text{ м}^3/\text{сек}$$

б) При работе 3-х ПДМ:

$$Q_{\text{выр}} = 21 \cdot 3 = 63 \text{ м}^3/\text{сек}$$

Д. Расчёт расхода воздуха на проветривание технологических камер

$$Q_{\text{тк}} = V_{\text{кам}} \cdot K_{\text{к}}, \text{ м}^3/\text{сек}$$

Где, $K_{\text{к}} - 0,33$, коэффициент кратности для камер СХО;
 $K_{\text{к}} - 0,07$, коэффициент кратности для камер ВМ;

K_K - 0,0666, коэффициент кратности для камер насосной станции водоотлива;
 $V_{\text{кам}}$ - объем камеры, м³.

Камера PCO – $Q_{\text{TK}} = 4500 \cdot 0,33 = 24,8 \text{ м}^3/\text{сек}$

Склад BM – $Q_{\text{TK}} = 1300 \cdot 0,07 = 1,5 \text{ м}^3/\text{сек}$

Насосная камера – $Q_{\text{TK}} = 1500 \cdot 0,0666 = 1,7 \text{ м}^3/\text{сек}$

На проветривание технологических камер расход воздуха составит:

$$Q_{\text{TK}} = 28 \text{ м}^3/\text{сек}$$

Е. Расчёт расхода воздуха на проветривание поддерживаемых выработок

Требуемое количество воздуха для поддерживаемых выработок (закладочные и вентиляционные орты), проветриваемых обособленной струей, рассчитывается по формуле:

$$Q_{\text{пв}} = V_{\text{min}} \cdot S, \text{ м}^3/\text{сек}$$

Где, $V_{\text{min}} = 0,25 \text{ м/с}$, минимальная скорость движения воздуха;
 $S = 29,2 \text{ м}^2$, суммарная площадь сечения выработок.

$$Q_{\text{пв}} = 0,25 \cdot 29,2 = 7,3 \text{ м}^3/\text{сек}$$

На проветривание поддерживаемых выработок расход воздуха составит:

$$Q_{\text{пв}} = 7,3 \text{ м}^3/\text{с (на обоих участках)}$$

Ф. Расчёт расхода воздуха на проветривание транспортных выработок. (штольни)

$$Q = q \cdot W \cdot N \cdot K, \text{ м}^3/\text{сек}$$

Где, $q = 5 \text{ м}^3/\text{мин}$, количество воздуха для разжижения выхлопного газа ДВС на 1 л.с.;
 $W = 325 \text{ л.с.}$, мощность ДВС автосамосвала МТ 2200;
 $K = 0,8$, коэффициент одновременности работы автосамосвалов;
 $N = 7$ – количество автосамосвалов, согласно расчету для обеспечения производительности рудника по добыче руды -1млн.тонн в год.

$$Q = 5 \cdot 325 \cdot 7 \cdot 0,8 = 9100 \text{ м}^3/\text{с. или } 151,7 \text{ м}^3/\text{сек}$$

На проветривание транспортных выработок расход воздуха составит:

$$\sum Q_{\text{ТВ.}} = 151,7 \text{ м}^3/\text{сек}$$

Г. Расчёт расхода воздуха на утечки через вентиляционные сооружения

Металлические двухстворчатые двери (2 шт.) – $3,15 \text{ м}^3/\text{сек}$;

Бетонная перемычка с металлической дверью (3 шт.) – $0,75 \text{ м}^3/\text{сек}$.

На утечки через вентиляционные сооружения расход воздуха составит:

$$Q_{\text{ут}} = 3,9 \text{ м}^3/\text{сек (на обоих участках)}$$

Н. Расчёт расхода воздуха на проветривание подземного рудника

$$Q_{\text{ш}} = K \cdot (\sum Q_{\text{вб}} + \sum Q_{\text{тк}} + \sum Q_{\text{пв}} + \sum Q_{\text{тв}} + \sum Q_{\text{ут}}), \text{ м}^3/\text{сек}$$

Где, $K = 1,1$, коэффициент неравномерности распределения.

$$Q_{\text{ш}} = 1,1 \cdot (71 + 63 + 28 + 7,3 + 151,7 + 3,9) = 324,9 \text{ м}^3/\text{сек}$$

На проветривание подземного рудника расход воздуха составит:

$$Q_{\text{ш}} = 342,9 \text{ м}^3/\text{сек}$$

Выработки при строительстве нижележащих горизонтов проветриваются комбинированным способом проветривания, с помощью вентиляторов местного проветривания по проекту производства проходческих работ.

3.9.5. Расчет депрессий

Расчет депрессии западной части и восточного фланга определяем как суммы депрессий последовательно соединенных выработок от вентиляторов главного проветривания до устьев воздухоподающих восстающих. А также, при одновременной работе двух горизонтов общий объем свежего воздуха делим пополам и определяем общую депрессию на максимальную глубину.

$$h = \frac{\alpha L P}{S^3} Q^2, \text{ даПа}$$

$$h = R Q^2, \text{ даПа}$$

$$R = \frac{\alpha L P}{S^3}, \text{ Нс}^2/\text{м}^8$$

Где, α – коэффициент аэродинамического сопротивления выработок, $\text{Нс}^2/\text{м}^4 \cdot 10^{-4}$;
 L – длина выработок, м;
 P – периметр части выработок, по которой движется струя, м;
 S – площадь поперечного сечения выработок, по которому движется струя, м^2 ;
 Q – количество воздуха, м^3 ;
 R – аэродинамическое сопротивление выработок, $\text{Нс}^2/\text{м}^8$.

Естественная тяга представляет собой разность давлений, под влиянием которой происходит движение воздуха по выработкам.

Правилам безопасности запрещена вентиляция шахт за счет одной только естественной тяги из-за неустойчивости количества и направления движения поступающего в шахту воздуха, и недостаточности его для вентиляции шахты. Естественная тяга в шахтах образуется при наличии двух или более вертикальных или наклонных выработок и столбов воздуха разных удельных весов в этих выработках. Разность удельных весов воздуха возникает в основном от разности его температур. Естественная тяга имеет большое значение для проветривания шахт.

При направлении, совпадающем с направлением движения воздуха, создаваемым вентилятором главного проветривания, естественная тяга является дополнительным источником тяги. При противоположном направлении естественная тяга должна обязательно учитываться при проектировании вентиляции.

Депрессия естественной тяги определяется из выражения:

$$H_e = 0,046 \cdot H \cdot (t_{cp}^1 - t_{cp}), \text{ Па}$$

Где, H – глубина разработки месторождения, м;
 t_{cp}^1 – средняя температура воздуха в воздуховыдающей выработке, °C;
 t_{cp} – средняя температура воздуха в воздухоподающей выработке, °C.

Средняя температура воздуха в воздуховыдающей и воздухоподающей выработках определяется по формуле:

$$t_{cp}^1 = t_0 = + \frac{H - h_0}{\Gamma_{ст.}}, \text{ } ^\circ\text{C}$$

Где, t_0 – среднегодовая температура на земной поверхности, °C;
 h_0 – глубина залегания нейтрального слоя (зоны постоянной годовой температуры), м;
 $\Gamma_{ст.}$ – геометрическая ступень, м.

Средняя температура воздуха в воздухоподающей и воздухоподающей выработках определяется по формуле:

$$t_{cp} = t_0 + \eta \cdot H, \text{ } ^\circ\text{C}$$

Где, η – среднегодовой конвективный градиент, град/м.

$$t_{cp}^1 = 5,5 = + \frac{440 - 23,3_0}{33} = 18,13 \text{ } ^\circ\text{C}$$

$$t_{cp} = 5,5 + 0,01 \cdot 440 = 9,9 \text{ } ^\circ\text{C}$$

$$H_e = 0,046 \cdot 440 \cdot (18,13 - 9,9) = 166,58 \text{ Па или } 16,7 \text{ даПа}$$

$$\sum H = K_m \cdot H_{г.в.} + H_e, \text{ даПа}$$

Где, $K_m = 1,25$, коэффициент депрессий местных сопротивлений на пути движения воздуха.

Итого по руднику:

$$\sum H = 1,25 \cdot 32,1 + 16,7 = 69,7 \text{ даПа}$$

Окончательные показатели депрессии определяется проектом вентиляции рудника и дополнительных депрессионных замеров.

3.9.6. Выбор вентилятора главного проветривания

Для обеспечения горных работ рудника необходимым количеством воздуха предусматривается строительство двух главных вентиляторных установок, работающие в режиме нагнетания - ВО-24К.

Проектом выбрана нагнетательная схема вентиляции рудника. Свежий воздух подается по ГВВ (через центральную часть) далее на рабочем горизонте распределяется по рабочим флангам через шлюзовые вентиляционные ворота.

Отработанный воздух выдаётся на дневную поверхность по фланговым через вентиляционные ходовые восстающие.

Для подогрева воздуха в холодный период года на дневной поверхности вблизи ГВУ предусматриваются строительство калориферных станций.

Таблица 3-12 Техническая характеристика вентилятора ВО-24К

Параметры показателей	Показатели
Диаметр рабочего колеса, мм	2400
Подача в пределах рабочей области, м ³ /с	55-215
Статическое давление в пределах рабочей области, даПа	45-230
Подача при реверсе от рабочей, %	94
Мощность электропривода, кВт	630
Частота вращения, мин-1	750
Габариты, мм	
- длина	5960
- ширина	3500
- высота	3100
Масса (без электрооборудования и входных-выходных устройств), кг	12000

Мощность электродвигателя ГВУ определяется по формуле:

$$P = k_3 \cdot \frac{Q \cdot H}{\eta_v \cdot \eta_{\pi}} \cdot 10^{-3}, \text{ кВт}$$

Где, Q – производительность ГВУ, м³/сек;
 H – давление на выходе ГВУ, Па;
 $\eta_v = 0,5-0,85$, КПД ГВУ;
 $\eta_{\pi} = 0,93$, КПД передачи ГВУ;
 $k_3 = 1,1-1,2$, коэффициент запаса ГВУ.

$$P = 1,2 \cdot \frac{114 \cdot 1913}{0,75 \cdot 0,93} \cdot 10^{-3} = 375,2 \text{ кВт}$$

3.9.7. Мероприятия по обеспыливанию рудничной атмосферы

При подземных горных работах источниками пылеобразования являются буровзрывные и погрузочно-разгрузочные работы, транспортирование руды по откаточным выработкам и уклонам, а также ранее осевшая пыль. Основным средством борьбы с пылью в условиях подземных рудников является вентиляция.

Все мероприятия, направленные на снижение запыленности воздуха в подземных горных выработках, предусматривают следующее:

- технические средства борьбы, включающие в себя вентиляцию как общешахтную, так и местную; комплексное гидрообеспыливание; связывание и удаление осевшей пыли, а также индивидуальные средства защиты от пыли;

- мероприятия технологического характера, куда отнесены: совершенствование систем разработки; концентрация очистных работ и сокращение операций при ведении погрузочно-разгрузочных работ;
- организационные мероприятия, предусматривающие переход на работу с перерывами между сменами; производство взрывных работ только в междусменные перерывы; контроль за соблюдением пылегазового режима возлагается на отдел пылевентиляционной службой (ПВС) рудника.

3.10. Закладочные работы

Проектом предусматривается закладка выработанного пространства с твердеющими смесями на цементной основе, приготавливаемыми на поверхностных бетонно-закладочных комплексах.

Строительно-монтажные работы бетонно-закладочных комплексов и нормативная прочность закладочного массива определяется проектно-сметной документацией и лабораторно-исследовательскими работами.

Для подачи закладочной смеси в подземное пространство с поверхности должны быть пробурены три технологических скважин диаметром не менее 180 мм для размещения в них вертикального трубопровода. Количество скважин для подачи твердеющей смеси рассчитаны исходя из протяженности рудного тела ($L \approx 1200$ м), при этом расстояние между скважинами составляет 400 м. В помещении закладочных скважин должно быть предусмотрено отделение для размещения бетононасоса.

Для приготовления вяжущих материалов закладочной смеси в поверхностных закладочных комплексах используют мельницы, которые измельчают в основном шлаки и ангидриты. В практике тонкость измельчения вяжущих частиц крупностью 0,074 мм составляет 50–70 %. При этом расход вяжущего материала в 1 м³ закладки может достигать 500 кг. К нему обычно добавляют активизаторы (известь, гипс), что повышает затраты на закладочные работы. Прочность формируемых искусственных массивов на рудниках с приведенной тонкостью измельчения составляет 2–10 МПа, или в среднем 6 МПа. В зарубежной практике основными компонентами твердеющей закладки служат цемент и хвосты обогащения, породы. Соотношение вяжущего и заполнителя в закладочной смеси может достигать в некоторых случаях 1:20 – 1:30. При создании прочных искусственных слоев закладки для передвижения самоходной техники соотношение вяжущего и заполнителя изменяют до 1:7.

Сравнительно, вид твердеющей закладки используемые в зарубежных рудниках компонентами которые являются цемент и порода, делают его выгодным. Ввиду простоты состава закладочной смеси для дальнейшего расчета необходимого количества материалов и производительности бетонно-закладочных комплексов, выбран вид закладочной смеси из цемента и породы.

Поскольку добытая пустая порода будет использоваться в качестве компонента для закладки, проектом не предусмотрено отвалообразование.

Как указано выше нормативная прочность закладочного массива и окончательные расчеты будут определены *“Лабораторными исследованиями и выбором составов закладочных смесей для условий рудника “Карагайлыактас”* (рассматривается отдельным проектом).

3.10.1. Определение производительности бетонно-закладочного комплекса (БЗК)

Годовой объем закладочных работ для:

- БЗК-1 (восточный):

$$V_{\Gamma} = k \cdot \frac{Q_{\Gamma.В.}}{\gamma_p} = \frac{150\,000}{2,65} \cdot 1,07 = 60\,566 \text{ м}^3$$

где $Q_{\Gamma.В.}$ – годовой объем закладки первоочередных камер восточного фланга, $Q_{\Gamma.В.} = 300\,000$ т;
 Q_{Γ} – годовой объем закладки первоочередных камер центрального участка, $Q_{\Gamma.В.} = 400\,000$ т;
 Q_{Γ} – годовой объем закладки первоочередных камер западного фланга, $Q_{\Gamma.В.} = 300\,000$ т;
 γ_p – плотность руды, $\gamma_p = 2,65$ т/м³;
 k – поправочный коэффициент, учитывающий технологические потери закладки, $k = 1,07$.

– БЗК-2 (центральный):

$$V_{\Gamma} = k \cdot \frac{Q_{\Gamma}}{\gamma_p} = \frac{200\,000}{2,65} \cdot 1,07 = 80\,755 \text{ м}^3$$

– БЗК-3 (западный):

$$V_{\Gamma} = k \cdot \frac{Q_{\Gamma}}{\gamma_p} = \frac{150\,000}{2,65} \cdot 1,07 = 60\,566 \text{ м}^3$$

Для обеспечения производства годового объема закладочных работ и с учетом непрерывного технологического режима работы помольно-смесительного оборудования принят следующий режим работы БЗК:

- количество рабочих дней, $N = 365$ дней;
- количество рабочих смен в сутки, $n = 2$ смены;
- продолжительность смены, $t = 11$ час.

Часовая производительность (техническая) БЗК определяется следующим выражением:

– БЗК-1 (восточный):

$$V_{\text{ч}} = \frac{V_{\Gamma}}{N \cdot n \cdot t \cdot K_{\text{и.о.}}} = \frac{60\,566}{365 \cdot 2 \cdot 11 \cdot 0,65} = 11,6 \text{ м}^3/\text{час}$$

– БЗК-2 (центральный):

$$V_{\text{ч}} = \frac{V_{\Gamma}}{N \cdot n \cdot t \cdot K_{\text{и.о.}}} = \frac{80\,755}{365 \cdot 2 \cdot 11 \cdot 0,65} = 15,5 \text{ м}^3/\text{час.}$$

– БЗК-3 (западный):

$$V_{\text{ч}} = \frac{V_{\text{г}}}{N \cdot n \cdot t \cdot K_{\text{и.о.}}} = \frac{60\,566}{365 \cdot 2 \cdot 11 \cdot 0,65} = 11,6 \text{ м}^3/\text{час.}$$

где $K_{\text{и.о.}}$ – коэффициент использования оборудования, для 2-сменного режима работы $K_{\text{и.о.}} = 0,65$.

Ориентировочная потребность в закладочных материалах (таблица 3) определена из расчета усредненного показателя расхода материалов на 1 м³ закладки при формировании искусственного массива заходки (несущий слой и дозакладка) при работе БЗК в эксплуатационном режиме.

Таблица 3-13 - Содержание компонентов в 1 м закладочной смеси (без учета влажности исходных материалов)

Состав смеси	Расход материалов, кг/м ³ в зависимости от нормативной прочности, МПа	
	4-4,5	1-1,5
Цемент	300	150
Порода дробленая	1310	1435
Вода	400	400
Плотность	2010	1980
	201887	38,7

Таблица 3-14 - Потребность в закладочных материалах

Закладочные материалы	Расход (усредненный) на 1м³, кг	Потребность			
		в час, т	в смену, т	в сутки, т	в год, тыс. т
(общий расход БЗК)					
Цемент	225	8,7	62,2	124,4	45,43
Порода	1372	53,1	379,67	759,3	277
Вода	400	15,48	110,68	221,4	80,75
Закладочная смесь	1997	77,3	552,7	1105,4	403,17

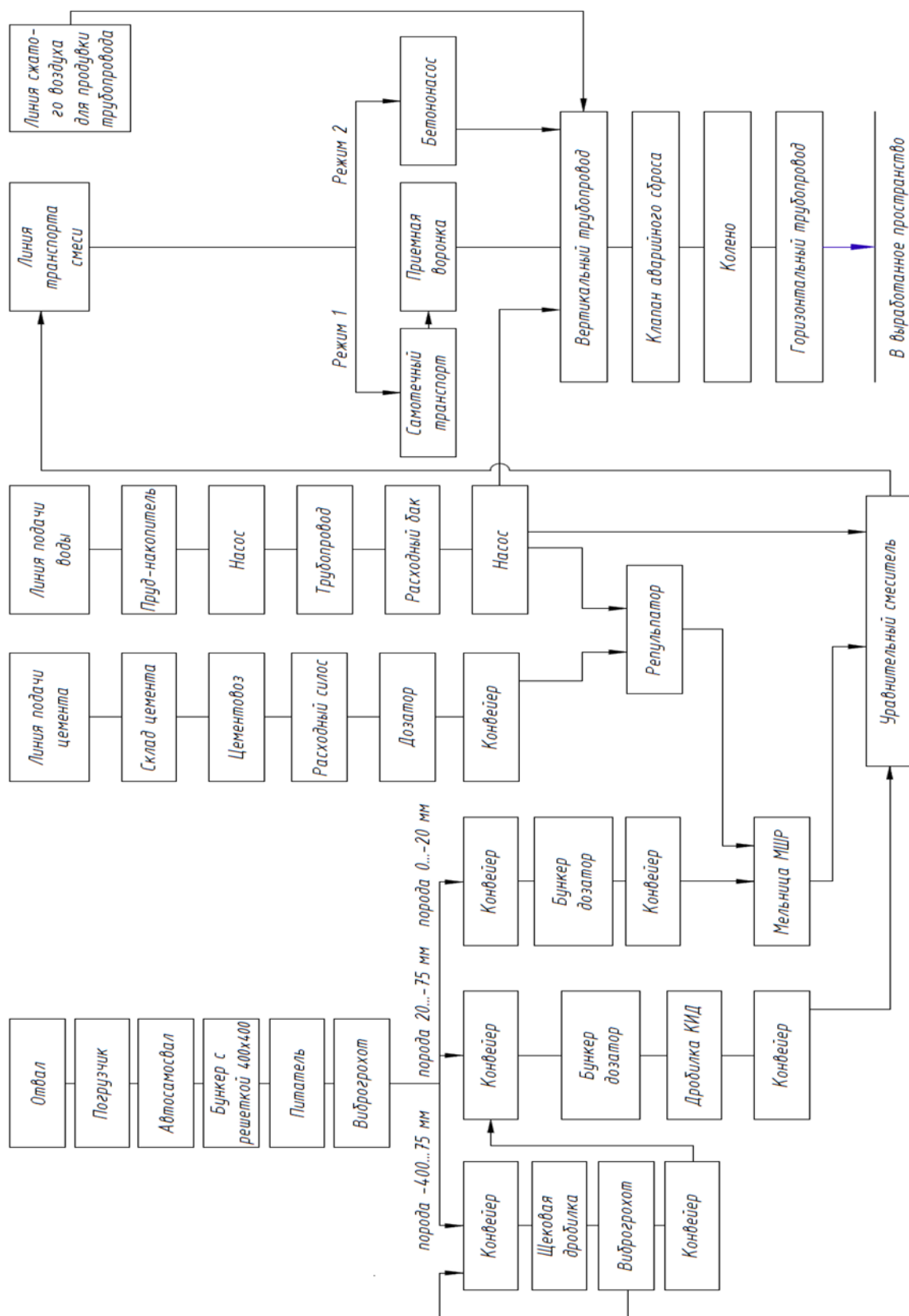


Рисунок 3-3 - Рекомендуемая технологическая схема закладочного комплекса

Таблица 3-15 - Перечень технологического оборудования закладочного комплекса БЗК-1, БЗК-2 и БЗК-3 (относимые к капитальным затратам)

№ п/п	Наименование оборудования	Характеристика, тип и марка	Количество
Линия подачи заполнителя			
1	Погрузчик	САТ 928Hz	3
2	Автосамосвал (грузоподъемностью 20т)	на базе КамАЗ	3
3	Бункер (емкость 50 т)	V = 50 т нестанд. оборуд	3
4	Вибропитатель ПВУ-3		3
5	Виброгрохот ГИТ-52		3
6	Конвейер ленточный		12
7	Щековая дробилка	ЩДС 6x9	3
8	Виброгрохот ГИС-32		3
Дробильное отделение			
9	Расходный бункер-дозатор, V=50 т		3
10	Конвейер ленточный	B=800 мм, L=20 м	3
11	Весы ленточные		3
12	Дробилка	КИД-600	3
13	Кран-балка	г/п=5 т	3
Помольное отделение			
14	Расходный бункер-дозатор, V=50 т		6
15	Конвейер ленточный		6
16	Весы ленточные		6
17	Мельница шаровая	МШР-3,2x3,1	3
18	Кран-мостовой с электромагнитом	г/п=5 т	3
19	Трубопровод пульпы	D=140 мм, L=20 м	3
20	Насос песковый	Q=50 м ³ /ч	3
21	Кран электромагнитный	г/п=5 т	3
22	Контейнера (скрап, шары)	Нестанд. оборуд.	3
Смесительное отделение			
23	Смеситель трубчатый	констр. РГОК	3
24	Трубопровод смеси	D=140 мм, L=50 м	3
25	Распределительная емкость	Нестанд. оборуд.	3
Линия подачи цемента			
26	Расходный силос	нестанд. оборуд.	6
27	Питатель винтовой	Q =10 т/ч	6
28	Репульпатор-затворитель	V=1 м ³ ФМР-1	3
Линия подачи воды			
29	Водопровод	D=100 мм, L=1500 м	1
30	Расходный бак	V=40 м ³ нестанд. оборуд.	3
31	Расходомер	ИР-61	6
32	Насос центробежный	Q=60 м ³ /ч	6
Линия транспорта смеси			
33	Бетононасос	Q=60 м ³ /ч	6 (с учетом резерва)
34	Приемная воронка вертикального трубопровода	V=0,5 м ³ нестандарт. оборуд.	3

№ п/п	Наименование оборудования	Характеристика, тип и марка	Количество
35	Вертикальный трубопровод	D=108 x10 мм L=1000 м	3
36	Клапан аварийного сброса	нестанд. оборуд.	3
37	Колено	нестанд. оборуд.	3
38	Горизонтальный трубопровод	D=108 x10 мм L=2000 м	3
39	Пневмоврезки	нестанд. оборуд.	300

3.10.2. Сухая закладка отработанных камер II очереди

В качестве закладочного материала планируется использование дробленные пустые породы, отходы обогащения.

Для создания плотного закладочного массива рекомендуется использование смесей следующего гранулометрического состава:

Размер фракций, мм	0-10	10-20	20-50
Содержание, %	10-15	20-25	55-60

Увлажнение закладочного материала должно быть не выше 1,5-2,0 %.

Закладка будет осуществляться механизированным способом. Для доставки и размещения сыпучей породы в отработанном пространстве используется ПДМ.

Подача породы в камеру осуществляется через восстающий. Доставка ее к восстающему производится по вентиляционному штреку также в ПДМ. Оставленное не заполненное пространство под кровлей камеры дозакладывается.

Производство работ, очередность отработки камер.

Сухой закладке подлежат отработанные камеры 2-ой очереди после полного завершения работ в камерах 1-ой очереди. Перед тем, как приступить к сухой закладке камер 2-ой очереди, отработанные камеры 1-ой очереди подлежат полной закладке твердеющими смесями.

Приступать с сухой закладки камер, следует после полного выпуска руды из камер 2-ой очереди, изоляции ортов-заездов и создания бетонной перемычки, для изоляции от закладки.

Сухой закладке также подлежат камеры не только 2-ой очереди, но также камеры тех подэтажей, в которых запасы на вышележащих (нижележащих) подэтажах и горизонтах, не подлежат отработке.

РАЗДЕЛ 4. Горно-механическая часть

Настоящим проектом основными вскрывающими выработками являются наклонно-транспортные съезды НТС-1 и НТС-2, а также штольни на уровнях +2610 м, +2690 м, +2770 м и +2830 м. НТС и штольни имеют непосредственный выход на поверхность и служат механизированными запасными выходами для автотранспорта специального назначения.

Главный вентиляционный восстающий служит для подачи свежего воздуха и оснащается вентиляционными установками ВО-24К с вентиляционным каналом.

Выдача горной массы (пустой породы и руды) на-гора (поверхность) будет осуществляться по штольне на уровне отметки +2610м, с использованием ленточного конвейерного транспорта. Штольня на уровне отметки +2160м выбрана в качестве основного концентрационного горизонта, учитывая близкое расположение портала штольни относительно обогатительной фабрики, проектируемой на дневной поверхности согласно генеральному плану.

4.1. Водоотлив

Обводнение подземных горных выработок рудника будет происходить за счет трещинных вод. По классификации, разработанный П.П. Климентьевым, месторождение по совокупности гидрогеологических условий относится к VI типу, так как расположено в высокогорном районе, выше местного базиса эрозии и сложено палеозойскими трещиноватыми породами. Подземные воды развиты лишь в зонах открытой трещиноватости этих пород.

Из «ТЭО....» следует, что в основном при проходке горных выработок наблюдаются незначительные водопритоки за счёт инфильтрации вод. Пройденные некоторые подземные выработки, в основном, оказались сухими, а в отдельных интервалах в штольне №4 (гор. 2770 м) и штольни №9 (2610 м), где по зонам дробления приток воды в виде капеза составил до 0.5 л/сек. в штольне №8, пройденной за пределами месторождения, водоприток увеличился до 5 л/сек.

Подземные воды зоны открытой трещиноватости палеозойских пород в основном формируются за счёт фильтрации атмосферных осадков, местами возможно происходит питание за счет поверхностных источников в виде ручьи и речек. Основные направление подземного тока – северное, северо-западное и северо-восточное.

В процессе проведения предварительной разведки Карагайлыактасского месторождения для определения гидрогеологических условий и возможных водоприток в горные выработки специальные гидрогеологические исследования не проводились.

Для определения количества водоприток для будущего карьера или шахты, необходимо провести специальные гидрогеологические исследования (гидрогеологические маршруты, бурение гидрогеологических скважин, опытно-фильтрационные работы, лабораторные работы и др) в пределах водораздельной территории месторождения с изучением подземных (родники) и поверхностных (ручьи и реки) источников.

Проектом предусматривается следующая схема водоотлива: Вода по выработкам самотеком поступает в водосборники, расположенные на горизонтах 440м (отметка +2440м) и на гор.270 м (штольня +2160м). На горизонте 440м (отм. +2440м) устанавливается водосборник с объемом 300м³, и со стационарным насосом ЦНС-105-392, который перекачивает воду на гор.270 м (штольня +2160м), где устанавливается главный водосборник (вторая ступень откачки) с насосами ЦНС-105-392 и емкостью водосборника 400 м³. Далее шахтная вода выдается на поверхность через трубопроводы, смонтированные по штольне на уровне отм.+2610м.

При притоке воды 0,5 л/сек (1,8 м³/час) суточный водоприток составит 43,2 м³. Учитывая также приток воды в штольне №8, проходящей за пределами месторождения, где водоприток достигает 5 л/сек (18 м³/час), суточный объем воды увеличится до 432 м³.

Объем воды, поступающий при бурении с помощью СБУ Boomer 281, составляет 1,1 л/сек (13,2 м³/цикл). Ввиду недостаточно изученных гидрогеологических условий, а также с учетом производительности добычи и системы разработки с обратной закладкой, в проекте заложены насосы, рассчитанные на шахтный водоприток не менее 50 м³/час.

Расчет параметров насосов

Минимальная производительность (подача) насоса определяется по формуле:

$$Q_{\text{мин}} = \frac{24Q_{\text{пр}}}{20}, \text{ м}^3/\text{час.}$$

где $Q_{\text{пр}}$ – максимальный водоприток шахты (50 м³/час), 20 часов – работа насосной установки в сутки.

Подставив значения, получим:

$$Q_{\text{мин}} = \frac{24 \times 50}{20} = 60 \text{ м}^3/\text{час.}$$

Ориентировочный напор насоса рассчитывается по формуле:

$$H_{\text{ор}} = \frac{H_z}{\eta_{\text{тр}}}, \text{ м.}$$

где H_z – максимальная высота откачки (от горизонта насосной установки до дневной поверхности), $H_z = 760$; $\eta_{\text{тр}}$ – КПД трубопровода, $\eta_{\text{тр}} = 0,9$.

Таким образом, напор насоса составит:

$$H_{\text{ор}} = \frac{760}{0,9} = 844,4 \text{ м.}$$

Выбор насосного оборудования

Для откачки воды из шахты выбран насос типа ЦНС 105-392 с производительностью 105 м³/час, напором 392 м и электродвигателем мощностью 200 кВт. Согласно ПОПБ, устанавливаются три насоса для каждого водосборника (один рабочий, один резервный, один в ремонте).

Определение диаметра нагнетательного трубопровода

Диаметр нагнетательного трубопровода определяется по формуле:

$$D_{\text{нагн.}} = 0,0188 \times \sqrt{Q/V},$$

где Q – производительность насоса (105 м³/час), V – средняя скорость движения жидкости (2–2,5 м/с).

Подставляя значения, получаем:

$$D_{\text{нагн.}} = 0,0188 \times \sqrt{\frac{105}{2,5}} = 0.122 \text{ м,}$$

Принимается труба диаметром 125 мм. Предусматривается два става труб водоотлива $D = 127$ мм, один из которых является резервным.

Дополнительные условия

Расчеты подлежат корректировке по результатам специальных гидрогеологических исследований для уточнения водопритока. Шахтная вода будет использоваться для технологических нужд фабрики и бетонозакладочных комплексов через пруд-осветитель.

4.2. Воздухоснабжение

Схема воздухоснабжения принята от передвижных компрессорных станций, расположенных непосредственно на участках работ, что избавляет от затрат на магистральные линии.

4.2.1. Воздухоснабжение при проходческих и добычных работах

Производительность компрессорной станции определяется как сумма расхода сжатого воздуха потребителями в наиболее загруженный период суток или смены и расхода на утечки воздуха через неплотности в магистральном воздухопроводе и местах присоединения потребителей. Указанный период устанавливают в соответствии с организацией горных работ по графикам работы добычных и подготовительных участков. В расчете учитывают износ, неоднородность работы и степень загрузки потребителей.

Производительность компрессорной станции определяется по формуле:

$$V_{к.с} = K_p \cdot K_o \cdot \sum_{i=1}^z n_n \cdot V_n \cdot K_u \cdot K_z + V_{ут} \cdot l + V_{пр} \cdot n_{пр}$$

Где, $K_p = 1,05 \dots 1,1$, коэффициент резерва производительности компрессорной станции на неучтенных потребителей;

$K_o = 0,8$, средневзвешенный коэффициент одновременности работы потребителей;

i – номер группы однотипных потребителей;

z – число групп однотипных потребителей;

n_n – число однотипных потребителей, $n_n = 1$ ед;

V_n – номинальный расход сжатого воздуха одним потребителем данной группы при непрерывной его работе, $V_n = 14 \text{ м}^3/\text{мин}$ («КПВ-4» для проходки вент.восстающего);

$K_u = 1,1$, коэффициент увеличения расхода сжатого воздуха из-за износа потребляемых оборудования;

K_z – коэффициент одновременности работ потребителей, $K_z = 0,6$;

$V_{ут} = 3 \text{ м}^3/\text{мин}$, допустимые утечки через неплотности на 1,0 км магистрального трубопровода;

l – длина магистрального воздуховода по НТС, $l = 0,03 \text{ км}$;

$V_{пр} = 0,4 \text{ м}^3/\text{мин}$, допустимые утечки через неплотности в месте присоединения одного потребителя к воздуховоду;

$n_{пр}$ – число мест присоединений потребителей, $n_{пр} = 2$.

В среднем утечки воздуха на 1,0 км воздухопровода без деления их на утечки в магистральном трубопроводе и в местах присоединения потребителей можно принимать 4 ... 5 $\text{м}^3/\text{мин}$.

Средневзвешенный коэффициент одновременности работы потребителей определяется в зависимости от средневзвешенного коэффициента включения работающих потребителей K_e и общего числа потребителей n .

$$V_{к.с} = 1,1 \cdot 0,6 \cdot 1 \cdot 14 \cdot 1,1 \cdot 1 + 3 \cdot 0,3 + 0,4 \cdot 2 = 14 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Давление сжатого воздуха у компрессорной станции $P_{к.с}$ (МПа) устанавливается как сумма давления у потребителей и потерь давления в шлангах.

При ориентировочных расчетах:

$$P_{к.с} = P_n + \Delta P_m \cdot l + \Delta P_{ш}, \text{ МПа}$$

где, P_n – избыточное давление у потребителей, принимается равным 6,5 МПа;

$\Delta P_m = 0$ МПа, средние удельные потери давления в магистральном трубопроводе;
 l – длина воздухопровода от компрессорной станции до самого удаленного потребителя, $l = 0,03$ км;
 $\Delta P_{ш} = 0,03$ МПа, суммарные потери давления в шлангах.

$$P_{к.с.} = 6,5 + 0 \cdot 0,03 + 0,03 = 6,53 \text{ МПа}$$

Согласно расчетам Проектом выбирается передвижной компрессор марки фирмы Atlas Copco XAMS 287, $P_{к.с.} = 8,6$ бар(8,42 атм), $V_{к.с.} = 17$ м³/мин.

Производительность выбираемого компрессора с учетом 10-20% резерва составляет: 17 м³/мин.

Таблица 4-1 - Основные технические показатели компрессора Atlas Copco XAMS

№ п.п.	Наименование	Ед. изм.	Обозначение	Количество
1	XAMS 287	Ед.	N	8
2	Давление	бар	P	8,6
3	Производительность	м ³ /мин	V	17
4	Двигатель KUBOTA или DEUTZ	Ед.	$N_{дв}$	1
5	Мощность	Л.с.		
6	Расход топлива	Кг/час	q	20

4.3. Водоснабжение.

Как известно все горные работы сопровождаются бурением массива с применением технической воды. Вода в свою очередь повышает износостойкость буровой стали и скорость бурения. А также техническая вода используется на орошение и доставки (гидросмыв) отбитой горной массы и образования водовоздушной смеси для пылеподавления рудничной атмосферы.

А. Определение необходимого количества воды для технических нужд при проходке НТС

$$V_{вод.} = K_p \cdot K_o \cdot \sum_{i=1}^z n_n \cdot V_n \cdot K_u \cdot K_3 \cdot K_{ут} \cdot t \cdot K_d, \text{ м}^3/\text{см}$$

Где, $K_p = 1,05 \dots 1,1$, коэффициент резерва на неучтенные потребители;
 $K_o = 0,8$, средневзвешенный коэффициент одновременности работы потребителей;
 i – номер группы однотипных потребителей;
 z – число групп однотипных потребителей;
 n_n – число однотипных потребителей, $n_n = 1$ ед «КПВ-4»; $n_n = 1$ ед. СБУ Boomer-281;
 V_n – номинальный расход воды одним потребителем данной группы при непрерывной его работе, $V_n = 3,6$ м³/час «КПВ-4»; $V_n = 7,92$ м³/час СБУ Boomer-281;
 $K_u = 11,15$, коэффициент, увеличение расхода воды из-за износа потребляемых оборудования;
 K_3 - коэффициент загрузки, учитывающий изменение расхода воды потребителями при отклонении фактической нагрузки от номинальной и при регулировании; $K_3=1$;
 $V_{ут} = 3$ м³/мин, допустимые утечки через неплотности на 1,0 км магистрального трубопровода;
 l – длина магистрального воздухопровода по НТС, $l = 0,03$ км;

$V_{пр} = 0,4 \text{ м}^3/\text{мин}$, допустимые утечки через неплотности в месте присоединения одного потребителя к воздухопроводу;

$n_{пр}$ – число мест присоединений потребителей, $n_{пр} = 2$.

$K_{ут} = 1,15$, допустимые утечки через неплотности магистрального трубопровода в местах присоединения потребителей;

$t = 3-3,5$ час, средняя время работы буровых станков и оборудования;

$K_d = 1,2$, коэффициент, учитывающий дополнительные расходы воды на орошение, туманный завес, гидросмыв и т.д.

$$V_{вод.} = 1,1 \cdot 0,8 \cdot 7,92 \cdot 1 \cdot 1,15 \cdot 1,0 \cdot 1,15 \cdot 3,5 \cdot 1,2 = 38,7 \text{ м}^3/\text{см} \text{ или } 116 \text{ м}^3/\text{сут}$$

Для создания естественного давления технической воды самотеком на земной поверхности оборудуется резервуар.

Вместимость резервуара определено с учетом 2^{-х} сменного запаса технической воды – $V_{рез.} = 116 \text{ м}^3$.

Резервуар расположен вблизи устья НТС и подключен к трубопроводу основной магистрали водоотлива для заполнения резервуара шахтной технической водой. На забой НТС и вент. восстающего техническая вода подается через резервный трубопровод водоотлива с монтажом на него необходимых устройств (колени, задвижки, манометры и т.д.) разветвления на каждом горизонте. А по горизонтам будет использоваться противопожарная водопроводная магистраль. Также резервуар технической воды можно использовать в противопожарных целях.

В. Определение необходимого количества воды для технических нужд при проходческих и добычных работах

$$V_{вод.} = K_p \cdot K_o \cdot \sum_{i=1}^z n_n \cdot V_n \cdot K_u \cdot K_z \cdot K_{ут} \cdot t \cdot K_d, \text{ м}^3/\text{см}$$

Где, $K_p = 1,05 \dots 1,1$, коэффициент резерва на неучтенные потребители;

$K_o = 0,8$, средневзвешенный коэффициент одновременности работы потребителей;

i – номер группы однотипных потребителей;

z – число групп однотипных потребителей;

n_n – число однотипных потребителей, $n_n = 6$ ед. СБУ Boomer-281;

V_n – номинальный расход воды одним потребителем данной группы при непрерывной его работе, $V_n = 3,0 \text{ м}^3/\text{час}$ «КПВ-4»; $V_n = 7,92 \text{ м}^3/\text{час}$ СБУ Boomer-281;

$K_u = 1,15$, коэффициент увеличения расхода воды из-за износа потребляемых оборудования;

K_z – коэффициент загрузки, учитывающий изменение расхода воды потребителями при отклонении фактической нагрузки от номинальной и при регулировании; $K_z = 1$;

$K_{ут} = 1,15$, допустимые утечки через неплотности магистрального трубопровода в местах присоединения потребителей;

$t = 5,5$ час, средняя время работы буровых станков и оборудования;

$K_d = 1,12$, коэффициент, учитывающий дополнительные расходы воды на орошение, туманный завес, гидросмыв и т.д.

$$\begin{aligned} V_{вод.} &= 1,1 \cdot 0,8 \cdot 7,92 \cdot 6 \cdot 1,15 \cdot 1,0 \cdot 1,15 \cdot 5,5 \cdot 1,12 = 340,6 + 12 \\ &= 353 \text{ м}^3/\text{см} \text{ или } 706 \text{ м}^3/\text{сут} \end{aligned}$$

Для создания естественного давления технической воды самотеком на земной поверхности рудника необходимо обустраивается резервуар. Вместимость резервуара определено с учетом 2^{-х} сменного запаса технической воды для каждого фланга $V_{рез.} = 706/2 = 353 \text{ м}^3$

Резервуар расположен вблизи устья НТС и подключен к трубопроводу основной магистрали водоотлива для заполнения резервуара шахтной технической водой. На подземные рабочие горизонты техническая вода подается через резервный трубопровод водоотлива с монтажом необходимых устройств (колены, задвижки, манометры и т.д.) разветвления на каждом горизонте. По горизонтам будет задействована противопожарная водопроводная магистраль. Также резервуар технической воды можно использовать в противопожарных целях.

Необходимое давление воды для бурения дополнительно будет создаваться гидронасосами, установленных непосредственно на буровых оборудованьях.

Необходимое количество воды для технических нужд шахты обеспечивается дебитом воды, от естественного водопритока шахты. При среднем водопритоке, (30 м³/час) в сутки из шахты откачивается 720 м³ технической воды, что в достаточном количестве обеспечивает потребность рудника технической водой.

Основные технические показатели приведены ниже в таблице

№ п.п.	Наименование	Ед. изм.	Обозначение	Кол-во	Примечание
1	Трубопровод	П.м.	<i>L</i>	2000	По горизонту
	Диаметр	м	<i>d</i>	158	Внутренний
	Толщина стенки	мм	<i>δ</i>	5	
2	Прочность	атм	<i>P_p</i>	>50	
3	Емкость	шт	<i>N</i>	2	На поверхности
4	Вместимость	м ³	<i>V</i>	353	

4.4. Электроснабжение

Для удовлетворения суммарной нагрузки подземных и надземных потребителей, ГВУ и электрокалориферов планируется строительство ПС 110/6кВ по схеме 110-4Н с трансформаторами ТДН-16000/110/6.

Для электроснабжения наземных потребителей предполагается:

- РУ-6кВ (КРУН-К59) - ГВУ и БЗК 1 и БЗК 2

Для электроснабжения калориферов принимаем масляные трансформаторы ТМ-2500/6/0,4.

На подземные горизонты электроэнергия подается с ЗРУ-6 кВ ПС 110/6кВ по двум бронированными кабельным линиям кабелями через НТС.

Силовыми потребителями электроэнергии напряжением 0,4 кв на горизонтах являются вентиляторы местного проветривания (ВМП), буровая каретка СБУ Boomer 281.

Электроснабжение потребителей предусмотрено от понизительной подстанции непосредственно на участках работ, которые в свою очередь запитаны от участковых подстанций. Для силовой сети принимается система с изолированной нейтралью.

Все электродвигатели поставляются комплексно с механизмами.

Исполнение электродвигателей и изолирующей аппаратуры должно соответствовать приводу механизмов, условиям окружающей среды и параметрами сети.

В качестве пускозащитной аппаратуры принимаются автоматические выключатели и пускатели в нормальном рудничном исполнении типа ВР-160, ПР-100 и ПВИ-125.

Асинхронные электродвигатели 380 В обеспечиваются защитой от токов короткого замыкания, защитой от перегрузок, защитой минимального напряжения. Защита от утечек

в сети 380 В предусмотрена на участковых подстанциях (УП). Применяются трансформаторы типа ТСВП-400 кв 6/0,4 кв и ТСВП-630 кв 6/0,4 кв. Допускаются применение и других аналогичных трансформаторов подземного исполнения.

Типы светильников выбраны с учетом характеристики окружающей среды, норм освещения. В качестве источников света приняты лампы накаливания. Для освещения блоков предусмотрена стационарная сеть освещения. Для освещения проходческих забоев дополнительно приняты индивидуальные переносные светильники. Напряжение сети освещения – 127 В. Напряжение на лампах – 127 В. Система нейтрали, изолированная с защитой от токов утечки. Освещение рабочих мест производится от трансформаторов ТШС-380/24 через ПРН. Питающая и распределительная сеть освещения выполняются кабелями марки АВВБГ и КГН. Сеть заземления выполняется в соответствии с ПОПБ и ПТЭ электроустановок, в блоках для заземления электрооборудования устраиваются местные и добавочные заземлители, которые располагаются в почве выработок и присоединяются к основной проектной сети заземления горизонтов.

4.4.1. Электроснабжение при проходке НТС.

Для расчета и выбора электрических трансформаторов, кабелей и энергопотребления электрооборудования, необходимо определить тип, количество и мощность применяемых в проходке электропотребителей.

По проекту при проходке НТС-1, НТС-2 применяются следующие электропотребители или электрооборудования:

- СБУ Boomer-281– 125 кВт, 380В – 1 ед;
- ВМП ВМЭ-8 – 50 кВт, 380 В – 2 ед;
- Насос ЦНС-38-250 – 55 кВт, 380 В – 2 ед;
- Сварочный аппарат ШАЭ-500 У5 – 30кВт, 380 В – 1ед;
- Освещение лампы накаливания ВАД-Ш – Л.НАК.100 – 0,1 кВт, 127 В – 700 шт.

4.4.2. Расчет электрических нагрузок и определение мощности трансформаторных подстанций.

Расчетная активная нагрузка определяется формулой:

$$P_{\text{рас}} = P_{\text{ном}} \cdot K_c, \text{ кВт}$$

где, K_c - коэффициент спроса электрооборудования;

$P_{\text{ном}}$ - активная номинальная мощность двигателей главных преобразовательных агрегатов, кВт.

$$\text{СБУ} - P_{\text{рас}} = 125 \cdot 0,6 = 75 \text{ кВт}$$

$$\text{ВМП} - P_{\text{рас}} = 50 \cdot 2 \cdot 0,85 = 85 \text{ кВт}$$

$$\text{Насос} - P_{\text{рас}} = 55 \cdot 2 \cdot 0,8 = 88 \text{ кВт}$$

$$\text{Сварочный аппарат} - P_{\text{рас}} = 30 \cdot 0,35 = 10,5 \text{ кВт}$$

$$\text{Освещение} - P_{\text{рас}} = 0,1 \cdot 850 \cdot 1 = 70 \text{ кВт}$$

Расчетная реактивная нагрузка определяется формулой:

$$Q_{\text{реак}} = P_{\text{рас}} \cdot \text{tg} \varphi, \text{ кВар}$$

где, $\text{tg} \varphi$ – коэффициент мощности однородных приемников.

$$\text{СБУ} - Q_{\text{реак}} = 75 \cdot 0,65 = 48,75 \text{ кВар}$$

$$\text{ВМП} - Q_{\text{реак}} = 85 \cdot 0,78 = 66,3 \text{ кВар}$$

$$\text{Насос} - Q_{\text{реак}} = 88 \cdot 0,8 = 70,4 \text{ кВар}$$

$$\text{Сварочный аппарат} - Q_{\text{реак}} = 10,5 \cdot 0,7 = 7,35 \text{ кВар}$$

$$\text{Освещение} - Q_{\text{реак}} = 70 \cdot 1 = 85 \text{ кВар}$$

Полная расчетная нагрузка определяется формулой:

$$S_{\text{рас}} = K_p \sqrt{(\Sigma P_{\text{рас}})^2 + (\Sigma Q_{\text{рас}})^2}, \text{ кВа}$$

Где, K_p - 0,9, коэффициент равномерности в нагрузке.

$$S_{\text{рас}} = 0,9 \times \sqrt{(328,5)^2 + (262,8)^2} = 378,6 \text{ кВа}$$

Исходя из результатов расчета на проходку НТС-1, НТС-2 проектом выбирается трансформаторная подстанция рудничного взрывобезопасного исполнения ТСВП-400/6 – 1 ед.

Трансформаторную подстанцию необходимо установить на месте, которое имеет одинаковое расстояние до всех отдаленных потребителей $L_{\text{ср}} = 500$ п.м. и отвечает требованиям ПОПБ (Камеры ожидания, квершлаг к горизонтам и т.д.).

4.4.3. Связь и сигнализация

Данным разделом проекта предусматриваются следующие виды связи:

- административно-хозяйственная телефонная связь;
- диспетчерская телефонная связь;
- радиотрансляционное оповещение;
- подземная радиосвязь и аварийная сигнализация;
- автоматическая пожарная сигнализация и запуск системы автоматического пожаротушения.

Организация административно-хозяйственной и диспетчерской телефонной связи осуществляется от существующей на обогатительной фабрике.

На всех объектах наземного и подземного комплекса предусмотрено размещение телефонных аппаратов системы АТС, причем на подземном комплексе – шахтного исполнения, в машинном зале вентиляторной – в шумоизолированной кабине через приставку дублирования сигнала вызова.

Оперативно-диспетчерская телефонная связь предусмотрена на базе аналоговой, цифровой телефонии через АТС модульного типа «Регион-120ХТ». Станция позволяет использовать ее для проведения селекторных совещаний, в том числе и по громкой связи с подключением и отключением любых абонентов. Рабочая конфигурация станции программируется пользователем с любого центрального пульта, в качестве которого, применяются системные телефонные аппараты Регион-Ц с консолями расширения Регион-К.

Системные телефонные аппараты предусмотрены в помещениях администрации, операторских и у мастеров. Электропитание АТС предусмотрено через источник бесперебойного питания.

Радиотрансляция передач и распорядительно-поисковая связь предусмотрена через усилитель проводного вещания РАМ-360, с размещением в помещении диспетчера и сеть рупорных и абонентских громкоговорителей.

Для связи самоходного оборудования и технического персонала подземного комплекса с диспетчером предусмотрена система радиосвязи и аварийного оповещения на базе аппаратуры «Талнах».

В состав аппаратуры на поверхности входят базовый объединительно-распределительный блок, базовый контроллер систем диагностики, базовый контроллер оповещения об аварии, транковый контроллер, ретранслятор, базовый сервер диагностики и позиционирования, рабочие станции горного диспетчера и связиста, базовая радиостанция; радиочастотный излучающий кабель.

На подземном руднике в состав аппаратуры входят: мобильные радиостанции технического персонала и радиостанции, установленные на самоходном оборудовании; приемники аварийной сигнализации, вмонтированные в шахтерские светильники; искрозащитный барьер, излучающий кабель с прокладкой по подземным выработкам, линейные усилители для компенсации затухания радиосигналов, блоки питания для линейных компонентов системы, пассивные ответвители для подключения кабелей в боковые тоннели, коммутационные блоки для монтажа и соединения отрезков излучающего кабеля, согласующие оконечные устройства. Базовая аппаратура размещается в помещении диспетчера. Для аварийного оповещения подземного рудника в шахтерские светильники вмонтированы приемники, через которые принимаются аварийные сигналы, передаваемые диспетчером.

Пожарная сигнализация выполнена согласно СН РК 2.02-11-2002. Пожароопасные объекты оборудуются системой автоматической пожарной сигнализации.

Маслостанции в зданиях вентиляторных установок и подъемных машин, устья всех стволов и лифтовых восстающих (устья); подземные камеры распределительных пунктов, горюче - смазочных материалов и пунктов обслуживания самоходной техники оборудуются сетью автоматического порошкового пожаротушения. Запуск систем автоматического пожаротушения происходит от срабатывания системы автоматической пожарной сигнализации. В качестве приборов контроля и управления системой порошкового пожаротушения приняты приборы, в схемах которых заложена задержка на время для эвакуации людей из помещения, подключение световых табло: «Порошок! Уходи», «Порошок! Не входи» и «Автоматика отключена». Срабатывание порошковых модулей происходит только при блокировке входных групп. Сети пожарной сигнализации выполняются сигнальным кабелем КСВВ-2×0,5, в энергетических помещениях – экранированным КСВЭВ-2×0,5. Сигналы тревог выводятся на пульт диспетчера и дублируются через комплексные телефонные сети на пожедепо.

Электропитание приборов связи и пожарной сигнализации предусматривается по первой категории энергоснабжения, в качестве резервного источника используются встроенные в корпус аккумуляторные батареи.

РАЗДЕЛ 5. Управление производством, организация условий труда

Режим работы предприятия принимается согласно Плану горных работ месторождения Карагайлыакта следующий: число рабочих дней в году – 365, количество смен в сутки – 2, количество рабочих часов в смену – 12, количество рабочих дней в неделю – 7.

В связи со значительным удалением предприятия от мест постоянного проживания трудящихся предприятия его работа основана на вахтовом методе. Численность всего участка составляет 425 человек, продолжительность вахты 15 дней.

Должность/профессия	Кол.	Категория сотрудников
Управление персоналом		
HR бизнес-партнер	1	Специалисты
Старший специалист	1	Специалисты
Отдел по кадровому администрированию		
Старший специалист	1	Специалисты
Специалист по кадрам	3	Специалисты
Отдел по транспортной безопасности		
Ведущий специалист по транспортной безопасности	2	Специалисты
Отдел по промышленной безопасности и охране труда		
Начальник отдела	2	Руководители
Инженер по безопасности и охране труда	2	Специалисты
Инженер по безопасности и охране труда	1	Специалисты
Инструктор производственного обучения	2	Специалисты
Производственно-технический отдел		
Начальник отдела	2	Руководители
Ведущий инженер по планированию горных работ	2	Специалисты
Инженер по буровзрывным работам	1	Специалисты
Инженер по нормированию	1	Специалисты
Диспетчерская		
Диспетчер	4	Специалисты
Диспетчер по выдаче путевых листов и отчетности	2	Специалисты
Маркшейдерский отдел		
Старший маркшейдер	2	Руководители
Участковый маркшейдер	4	Специалисты
Горнорабочий на маркшейдерских работах	4	Рабочие
Отдел эксплуатационной геологии		
Старший геолог	2	Руководители
Геолог по подсчету ресурсов	2	Специалисты
Участковый геолог	4	Специалисты
Горнорабочий на геологических работах	4	Рабочие
Машинист буровой установки (алмазного бурения)	4	Рабочие
Машинист буровой установки (алмазного бурения) помощник	4	Рабочие
Участок подземных горных работ		
Начальник участка	2	Руководители
Мастер горный	8	Специалисты

Должность/профессия	Кол.	Категория сотрудников
Взрывник	8	Рабочие
Проходчик	16	Рабочие
Машинист буровой установки (проходка)	8	Рабочие
Машинист буровой установки помощник (проходка)	8	Рабочие
Машинист буровой установки (крепление)	8	Рабочие
Крепильщик	6	Рабочие
Машинист буровой установки (бурение взрывных скважин ОР)	8	Рабочие
Машинист буровой установки (бурение взрывных скважин ОР)	8	Рабочие
Машинист подземных самоходных машин	28	Рабочие
Машинист погрузочно-доставочной машины	24	Рабочие
Участок по подготовке и обеспечению ВМ и ПВР		
Начальник участка	2	Руководители
Мастер по БВР и ПВР	2	Специалисты
Заведующий базисным складом взрывчатых материалов	1	Специалисты
Горнорабочий	4	Рабочие
Раздатчик взрывчатых материалов (базисного склада)	1	Рабочие
Раздатчик взрывчатых материалов	5	Рабочие
Крепильщик-газомерщик	1	Рабочие
Отдел по обслуживанию и ремонту горной техники		
Начальник отдела	2	Руководители
Инженер-механик по планированию	2	Специалисты
Участок по обслуживанию и ремонту техники подземных горных работ		
Старший механик	2	Специалисты
Электрогазосварщик	4	Рабочие
Электрослесарь по обслуживанию и ремонту оборудования	13	Рабочие
Вулканизаторщик (подземный)	1	Рабочие
Электромеханик	2	Рабочие
Участок по обслуживанию и ремонту вспомогательной техники		
Инженер-механик по планированию	1	Специалисты
Слесарь по ремонту автомобилей	8	Рабочие
Электрогазосварщик	2	Рабочие
Электромеханик	2	Рабочие
Участок по обслуживанию и ремонту шахтного и стационарного оборудования		
Начальник участка	2	Руководители
Начальник участка	2	Руководители
Инженер-электромеханик	1	Специалисты
Электромеханик	2	Рабочие
Машинист насосных установок	2	Рабочие
Электрогазосварщик	5	Рабочие
Слесарь по обслуживанию и ремонту оборудования	8	Рабочие
Слесарь по обслуживанию и ремонту оборудования	3	Рабочие
Электрослесарь по обслуживанию и ремонту оборудования	2	Рабочие
Электромеханик	2	Рабочие
Машинист насосных установок	6	Рабочие
Слесарь по обслуживанию и ремонту оборудования	4	Рабочие

Должность/профессия	Кол.	Категория сотрудников
Электрослесарь по обслуживанию и ремонту оборудования	3	Рабочие
Токарь	2	Рабочие
Кузнец	1	Рабочие
Участок энергообслуживания		
Начальник участка	1	Руководители
Мастер участка	4	Специалисты
Слесарь по обслуживанию и ремонту оборудования	1	Рабочие
Электрослесарь по обслуживанию и ремонту оборудования	4	Рабочие
Электрообмотчик	4	Рабочие
Электромонтер по ремонту и обслуживанию электрооборудования	3	Рабочие
Машинист насосных установок	8	Рабочие
Электрогазосварщик	2	Рабочие
Участок энергообслуживания горных работ		
Начальник участка	1	Руководители
Электромеханик (подземный)	2	Рабочие
Электрослесарь по обслуживанию и ремонту оборудования (подземный) (дежурный)	8	Рабочие
Слесарь по обслуживанию и ремонту оборудования (дежурный)	2	Рабочие
Ламповщик	6	Рабочие
Машинист компрессорных установок	10	Рабочие
Отдел геомеханики и гидрогеологии		
Геомеханик	2	Специалисты
Гидрогеолог	1	Специалисты
Техник-гидрогеолог	1	Специалисты
БЗК (бетонозакладочные работы)		
Начальник участка БЗК	2	Руководители
Технолог участка	2	Руководители
Механик участка	2	Руководители
Мастер сменный	4	Специалисты
Машинист погрузчик	6	Рабочие
Водитель Камаз	6	Рабочие
Машинист дробильно-смесительного отделения	6	Рабочие
Дежурный электрослесарь	6	Рабочие
Горнорабочий	12	Рабочие
Слесарь сварщик	6	Рабочие
Оператор комплекса	6	Рабочие
Лаборант	12	Рабочие
Слесарь КИПиА	6	Рабочие

Примечание: Штатное расписание составлен из расчета 28 рабочих дней в месяц, 2 дня отводится на ППР. Режим работы – 2^х сменная по 12 часов в сутки

РАЗДЕЛ 6. Экологическая безопасность плана горных работ

6.1. Оценка воздействия планируемой деятельности на окружающую среду

6.1.1. Применение специальных методов разработки месторождений в целях сохранения целостности земель с учетом технической, технологической, экологической и экономической целесообразности

На всех стадиях недропользования, включая прогнозирование, планирование, проектирование, в приоритетном порядке должны соблюдаться экологические требования, предусмотренные экологическим законодательством Республики Казахстан.

Основными требованиями по охране недр и окружающей среды при проведении операций по недропользованию являются:

- сохранение земной поверхности за счет применения специальных методов разработки месторождений;
- предотвращение техногенного опустынивания земель;
- сокращение территорий нарушаемых и отчуждаемых земель путем опережающего до начала операций по недропользованию строительства автомобильных дорог по рациональной схеме, согласованной с органами охраны природы, а также внедрения кустового способа строительства скважин, применения технологий с внутренним террикообразованием, использования отходов добычи и переработки минерального сырья;
- предотвращение ветровой эрозии почвы, терриконов вскрышных пород и отходов производства, их окисления и самовозгорания;
- изоляция поглощающих и пресноводных горизонтов для исключения их загрязнения;
- изоляция поглощающих и пресноводных горизонтов для исключения их загрязнения;
- применение нетоксичных реагентов при приготовлении промывочных жидкостей;
- очистка и повторное использование буровых растворов;
- ликвидация остатков буровых и горюче - смазочных материалов в окружающей среде экологически безопасным способом;
- очистка и повторное использование нефтепромысловых стоков в системе поддержания внутрипластового давления нефтяных месторождений;
- предотвращение выбросов загрязняющих веществ в атмосферный воздух;
- ликвидация последствий нанесенного ущерба окружающей среде по проекту ликвидации (консервации) месторождения, утвержденному в порядке, установленном законодательством Республики Казахстан.

Разработка участка «Центральный» месторождения Карагайлыактас будет вестись в соответствии с основами законодательства Республики Казахстан о недрах требующими:

- обеспечение полного и комплексного геологического изучения недр;
- максимальное извлечение из недр и рациональное использование запасов основных и совместно с ними залегающих полезных ископаемых и содержащихся в них компонентов;
- предотвращение необоснованной самовольной застройки площадей залегания полезных ископаемых.

Одной из важнейших задач службы является контроль за полнотой выемки запасов и снижение потерь полезного ископаемого.

Для снижения потерь предусматриваются следующие мероприятия:

- систематически осуществлять геолого-маркшейдерский контроль за правильностью отработки месторождения;

- регулярные маркшейдерские замеры и контроль качества руды, систематическое позабойное и товарное опробование руды по разработанным схемам.

Принятый в проекте вариант разработки позволяет провести выемку руды с минимально возможными показателями потерь и разубоживания.

Участок «Центральный» месторождения Карагайлыактас расположен в районе, экономически освоенном. Земледелие в районе не планируется. Животный и растительный мир скуден.

Уникальных, редких и особо ценных дикорастущих растений, и природных растительных и животных сообществ, требующих охраны, в районе месторождения не встречено.

В районе хозяйственной деятельности действующих рудников исторических и культурных памятников, подлежащих охране, не имеется.

Геолого-маркшейдерское обеспечение горных работ будут осуществляется геологической и маркшейдерской службами рудника. В соответствии с требованиями «Единых правил по рациональному и комплексному использованию недр при разведке и добыче полезных ископаемых» основными задачами геологической и маркшейдерской служб являются:

1. Оперативно-производственное обеспечение рудника всеми видами геологических и маркшейдерских работ на стадии разработки месторождения.
2. Контроль за полнотой отработки месторождения, ведением горных работ в соответствии с проектами, учет и приемка всех видов горных работ.
3. Участие в планировании горных работ.
4. Учет эксплуатационных запасов по степени подготовленности и их активности, расчет плановых потерь и разубоживания, контроль и учет фактического состояния потерь и разубоживания.
5. Потери и разубоживания определяются прямым методом. Учет потерь по видам их образования ведется в паспортах по выемочным единицам и отражается на маркшейдерских планах масштаба 1:500. Суммарный учет потерь по руднику ведется в книге учета эксплуатационных потерь.
6. Осуществление контроля за охраной сооружений от вредного влияния подземных разработок.
7. Ведение своевременного пополнения всей исходной и производственной геолого-маркшейдерской документации (журналы документации горных выработок, буровых скважин и очистных камер, планы, разрезы, профили, паспорта отработки, крепление, геологические колонки скважин, журналы опробования и т.д.)
8. Ведение учета состояния и движения запасов, потерь и разубоживания как первичного, так и сводного учета, и ежегодного баланса

6.2. Предотвращение техногенного опустынивания земель

Опустынивание является глобальной экологической и социально-экономической проблемой. Опустынивание приводит к потере биологической продуктивности земель.

Разработка участка «Центральный» месторождения Карагайлыактас будет сопровождаться усилением антропогенных нагрузок на природные комплексы территории, что может вызвать негативные изменения в экологическом состоянии почв и снижение их ресурсного потенциала. Степень проявления негативных процессов на почвы будет определяться, прежде всего, характером антропогенных нагрузок и буферной устойчивостью почв к тому или иному виду нагрузок. Негативное потенциальное воздействие на почвы при освоении месторождения может проявляться в виде:

- изъятия земель из существующего хозяйственного оборота;
- механических нарушений почв при ведении работ;

- усиления дорожной дигрессии;
- стимулирования развития процессов дефляции;
- загрязнения отходами производства.

Наибольшее воздействие на почвы будет оказываться в пределах санитарно-защитной участка «Центральный» месторождения Карагайлыактас. За пределами СЗЗ влияние выбросов загрязняющих веществ на атмосферный воздух (и соответственно почвы) резко ограничивается.

В процессе ведения горно-капитальных работ будут образовываться отходы производства в виде пустых (вмещающих) пород.

Принятый проектом подземный способ разработки месторождения приведет к некоторому изменению естественного ландшафта. После отработки месторождения, ликвидации рудника и выполнения рекультивационных работ естественный ландшафт частично будет восстановлен. Восстановление нарушенных земель в полном объеме начнется после завершения отработки всех запасов месторождений.

Планом ликвидации, который содержит описание мероприятий по выводу из эксплуатации рудника и других производственных и инфраструктурных объектов, расположенных на участке добычи, по рекультивации земель, нарушенных в результате проведения операций по добыче, мероприятий по проведению постепенных работ по ликвидации и рекультивации, иных работ по ликвидации последствий операций по добыче, а также расчет приблизительной стоимости таких мероприятий по ликвидации. При этом планом предусматриваются этапы технической и биологической рекультивации.

6.3. Применение предупредительных мер от проявлений опасных техногенных процессов при разработке месторождения

Главными факторами изменения природной среды являются техногенные процессы, которые формируются в процессе ведения горных работ. Они влияют на все компоненты окружающей среды и характеризуется разнообразием состава загрязняющих веществ.

Основными источниками образования загрязняющих веществ будут являться подземные горные работы (очистные и проходческие) при разработке запасов участка «Центральный» месторождения Карагайлыактас, а также погрузочно-разгрузочные работы на породном терриконе, взрывные работы в очистных (добычных) забоях и работы основного технологического и вспомогательного оборудования, бурение шпуров и скважин буровыми установками, взрывание горной массы, погрузка и транспортировании руды и породы.

Организованными источниками выбросов в атмосферу загрязняющих веществ будет являться НТС-1 и НТС-2.

Неорганизованным источникам выбросов ЗВ будет являться породный террикон.

Для сокращения выбросов загрязняющих веществ в атмосферу проектом предусматривается выполнение комплекса мер по снижению запыленности и загазованности рудничной атмосферы при подземной разработке месторождения:

- бурение шпуров и скважин с промывкой водой;
- применение электровзрывания шпуровых зарядов;
- применение средств пылегазоподавления при проведении взрывных работ;
- орошение водой отбитой руды и породы;
- полив водой транспортных уклонов и откаточных штреков;
- использование эжекторов - туманообразователей на проходческих работах;

- обеспечение подачи в шахту и на рабочие места требуемого количества воздуха для проветривания;
- оснащение подземной дизельной самоходной техники нейтрализаторами выхлопных газов;
- своевременное проведение планово-предупредительных ремонтов и профилактики технологического оборудования;
- применение новейшего отечественного и импортного оборудования, с учетом взрыво и пожаробезопасности, токсичности продуктов.

Для защиты поверхностных и подземных вод от загрязнения проектом предусматривается:

- соблюдение правил ведения буровых и горных работ, соблюдение правил оборудования скважин, тампонаж неиспользуемых выработок;
- соблюдать технологические параметры основного производства и обеспечение нормальной эксплуатации сооружений, с целью предупреждения аварийной ситуации;
- исключить проливы ГСМ, при образовании своевременная ликвидация, с целью предотвращения загрязнения и дальнейшей миграции;
- сбор и хранение сточных вод в специально отведенных местах и емкостях, исключающих попадание сточных вод в поток подземных вод;
- вывоз емкостей со сточными водами на очистные сооружения на участке вспомогательных услуг;
- проводить мониторинговые работы на месторождении, и визуальными наблюдениями с практическим подтверждением (в специально аккредитованных химических лабораториях) за влиянием и изменением водных ресурсов в местах ведения горных и вспомогательных работ. А также оценкой фоновое состояние и техногенного изменения в процессе производственной деятельности;
- устройство дренажных каналов вдоль дамбы существующего пруда-испарителя для перехвата фильтрационных вод в целях предотвращения загрязнения прилегающих почв местности.

Для защиты почв от загрязнения, охраны растительного и животного мира проектом предусматривается:

- благоустройство территории промплощадки рудника асфальтированными проездами, устройство площадок для стоянок автотранспорта, озеленение деревьями, кустарниками и газонами территории свободной от застроек и проездов;
- снятие плодородного слоя почвы (мощностью в среднем 0,2 м) под магистральными и внутриплощадочными инженерными коммуникациями (автодороги, инженерные сети).

6.4. Охрана недр от обводнения, пожаров и других стихийных факторов, осложняющих эксплуатацию и разработку месторождения

Наиболее характерными авариями на подземных рудниках являются неконтролируемые массовые обрушения налегающих пород, суффляжные выделения газа, затопления горных выработок, пожары, преждевременные взрывы ВВ (взрывчатых веществ), обрывы канатов подъемных сосудов и др.

Горно-геологические и гидрогеологические условия, принятые системы разработки и организация взрывных работ при подземной разработке, предусматриваемые проектом меры противопожарной защиты исключают возможность возникновения аварийных ситуаций. В случае возникновения отдельных аварий в шахте, очаги их будут локализовываться, преимущественно, в пределах подземных горных выработок, вследствие

чего влияние их на окружающую среду будет незначительным. При аварийных ситуациях в шахте залповых выбросов не ожидается.

Возможные нештатные (аварийные) ситуации на промплощадке (на дневной поверхности) рудника и необходимые мероприятия для их предотвращения приведены в Таблице 6 1.

Таблица 6-1 Возможные нештатные (аварийные) ситуации на промплощадке (на дневной поверхности) рудника и необходимые мероприятия для их предотвращения

Нештатная (аварийная) ситуация	Причина возникновения	Последствия ситуации	Мероприятия по предотвращению нештатных ситуаций
Разлив нефтепродуктов на складе тарного хранения масел	Нарушение целостности емкостей (бочек)	Загрязнение почв, атмосферного воздуха, пожар	а) Постоянный контроль за целостностью (емкостей) бочек; б) устройство поддонов; в) средства пожаротушения
Пожар на объектах поверхности	Не соблюдение правил пожарной безопасности	Локальное и временное загрязнение атмосферного воздуха	Применение запроектированных средств пожаротушения
Порыв трубопровода (канала) шахтных вод	Истирание стенок труб, внешние причины	Излив рудничных вод на территорию вдоль трассы	Обследование трубопровода (канала), своевременный ремонт
Остановка работы насосной станции	Внешние причины	Переполнение дренажных коллекторов и приемного резервуара	Предусмотреть 2 независимых источника электропитания, резервирование насосов
Порыв канализационных труб	Длительный срок эксплуатации и коррозия труб, гидравлический удар	Нарушение санитарных норм в связи со сбросом неочищенных сточных вод	Проведение замены вышедших из строя участка трубопроводов

****Возможные нештатные (аварийные) ситуации на промплощадке (на дневной поверхности) рудника и необходимые мероприятия для их предотвращения**

Вмещающие породы проектируемого участка месторождения не склонны к эндогенному возгоранию. Ввиду отсутствия сгораемых видов крепи протяженных выработок очистного пространства, применяемые системы разработки являются непожароопасными. В очистных забоях и горных выработках опасность в пожарном отношении представляют энергосиловые коммуникации, электрооборудование и самоходное дизельное оборудование.

В выработках рабочих горизонтов прокладываются водопроводные магистрали для промышленных нужд, которые используются также для тушения.

На предприятии будет разработан План реагирования на аварийные ситуации, оперативная часть которого будет включать порядок действий персонала в период

возникновения аварийных ситуаций, схему оповещения персонала, руководства компании и подрядных организаций, порядок обращения в местные органы власти.

В целом мероприятия по ликвидации аварии должны сводиться к следующему:

- остановка работ;
- оповещение руководства участка работ;
- ликвидация аварийной ситуации в соответствии с Планом реагирования;
- ликвидация причин аварии;
- восстановление участка работ до рабочих условий, сбор и утилизация образовавшихся отходов.

6.5. Обеспечение экологических и санитарно-эпидемиологических требований при складировании и размещении отходов

Этап эксплуатации проектируемого рудника будет сопровождаться образованием, накоплением и удалением отходов производства и потребления.

В соответствии с Экологическим кодексом РК физические и юридические лица, в процессе хозяйственной деятельности которых образуются отходы, обязаны предусмотреть меры безопасного обращения с ними, соблюдать экологические и санитарно-эпидемиологические требования и выполнять мероприятия по их утилизации, обезвреживанию и безопасному удалению.

Основополагающими принципами политики в области управления отходами производства и потребления будут являться:

- ответственность за обеспечение охраны компонентов окружающей среды (воздух, подземные воды, почва) от загрязнения отходами производства и потребления;
- максимально возможное сокращение образования отходов производства и потребления и экологически безопасное обращение с ними;
- организация работ, исходя из возможности повторного использования, утилизации, регенерации, очистки или экологически приемлемому удалению отходов производства и потребления;
- сокращение негативного воздействия на окружающую среду за счет использования технологий и оборудования, позволяющих уменьшить образование отходов.

Целью политики обращения с отходами является:

- разработка и реализация комплекса мер, направленных на совершенствование системы управления обращением с отходами;
- соблюдения в процессе производственной и иной деятельности технологических нормативов образования отходов и их размещения;
- развитие системы сбора, утилизации, переработки отходов, являющихся вторичными материальными ресурсами.

Для обеспечения основополагающих принципов необходимо решение следующих задач:

- обеспечение надежной и безаварийной работы технологического оборудования, транспорта и спецтехники;
- сбор отходов только организованными бригадами с соблюдением всех необходимых мер предосторожности;
- разделение отходов по классам опасности и временное хранение в специальных, сборниках и других емкостях, оснащенных плотно закрывающимися крышками и с соответствующим обозначением класса опасности отхода (огнеопасные,

- взрывчатые, ядовитые и.п.) согласно требованиям, установленным в спецификации материалов по классификации;
- размещение сборников на специально отведенных огороженных площадках, имеющих твердое покрытие (асфальт, бетон), с целью исключения попадания загрязняющих веществ в почво-грунты и затем в подземные воды;
 - транспортировка опасных отходов в соответствии со статьей 294 Экологического кодекса Республики Казахстан (№212-III от 9 января 2007 г.) при следующих условиях:
 - порядок транспортировки опасных видов отходов на транспортных средствах, требования к погрузочно-разгрузочным работам, упаковке, маркировке опасных отходов и требования обеспечению экологической и пожарной безопасности должны определяться государственными стандартами, правилами и нормативами, действующими в РК.

6.6. Сокращение территорий нарушаемых и отчуждаемых земель

Породы от горнопроходческих работ предусматривается использовать при строительстве дорог и при подготовке территории промплощадки в качестве балласта, тем самым снижая объемы размещения породы на поверхности.

Развитие транспортной схемы предприятия будет осуществляться по мере вскрытия новых горизонтов и продвижения фронта работ

6.7. Предотвращение ветровой эрозии почвы, терриконов вскрышных пород и отходов производства, их окисления и самовозгорания

Добыча полезных ископаемых и ряд других видов хозяйственной деятельности обычно сопровождаются изъятием земель, преимущественно из сельскохозяйственного пользования, их нарушением, загрязнением и снижением продуктивности прилегающих территорий. Для уменьшения негативных последствий этих процессов должен осуществляться комплекс мер по охране окружающей среды, оздоровлению местности и рациональному использованию земельных ресурсов.

С целью предотвращения ветровой эрозии почвы, терриконов вскрышных пород и отходов производства проектом предусматриваются комплекс следующих мер:

- снятие ПРС со всех нарушаемых строительством участков земель;
- пылеподавление внутриплощадочных дорог;
- орошение водой отбитой руды и породы;
- проведение технической и биологической рекультивации нарушенных земель, после полной отработки месторождения.

Проведения рекультивационных работ предусматривается отдельным проектом.

Так же согласно Санитарным правилам "Санитарно-эпидемиологические требования по установлению санитарно-защитной зоны производственных объектов" проектом предусматривается озеленение СЗЗ - не менее 40 % ее территории с обязательной организацией полосы древесно-кустарниковых насаждений со стороны жилой застройки. При невозможности выполнения указанного удельного веса озеленения площади СЗЗ допускается озеленение свободных от застройки территорий.

Вмещающие породы проектируемого участка месторождения не склонны к эндогенному возгоранию.

РАЗДЕЛ 7. Промышленная безопасность плана горных работ

Промышленная безопасность играет ключевую роль в рамках плана горных работ, обеспечивая безопасность персонала и предотвращая чрезвычайные ситуации. В современных условиях она является неотъемлемой частью профессиональной деятельности в горнодобывающей промышленности, гарантируя выполнение высоких стандартов и соблюдение нормативов.

Целью промышленной безопасности в контексте горных работ является обеспечение здоровья и жизненно важных интересов работников, предотвращение аварий и минимизация рисков травматизма. Это включает безопасную работу с взрывчатыми материалами, эксплуатацию оборудования и соблюдение требований охраны окружающей среды.

Основными принципами обеспечения промышленной безопасности являются системность подхода, непрерывное совершенствование технологий, обучение и повышение квалификации персонала, а также строгое соблюдение норм и законодательных требований.

Каждый сотрудник, независимо от должности, несет ответственность за соблюдение правил безопасности и выполнение инструкций по предотвращению аварий. Взаимодействие персонала на всех уровнях организации является ключевым аспектом обеспечения безопасности на рабочем месте.

Обеспечение промышленной безопасности в горнодобывающей промышленности осуществляется в строгом соответствии с законодательными актами и нормативами Республики Казахстан.

7.1. Обязанности организаций в сфере гражданской защиты

В соответствии с Законом Республики Казахстан "О гражданской защите", организации, имеющие опасные производственные объекты или привлекаемые к работам на них, обязаны:

- 1) применять технологии, опасные технические устройства, взрывчатые вещества и изделия на их основе, допущенные к применению на территории Республики Казахстан;
- 2) организовывать и осуществлять производственный контроль за соблюдением требований промышленной безопасности;
- 3) проводить обследование и диагностирование производственных зданий, технологических сооружений;
- 4) проводить технические освидетельствования технических устройств, применяемых на опасных производственных объектах, а также указанных в пункте 2 статьи 71 Закона «О гражданской защите»;
- 5) проводить экспертизу технических устройств, отработавших нормативный срок службы, для определения возможного срока их дальнейшей безопасной эксплуатации;
- 6) допускать к работе на опасных производственных объектах должностных лиц и работников, соответствующих установленным требованиям промышленной безопасности;
- 7) принимать меры по предотвращению проникновения на опасные производственные объекты посторонних лиц;
- 8) проводить анализ причин возникновения аварий, инцидентов, случаев утрат взрывчатых веществ и изделий на их основе, осуществлять мероприятия, направленные на предупреждение и ликвидацию вредного воздействия опасных производственных факторов и их последствий;

- 9) немедленно информировать о произошедшей аварии работников, профессиональную аварийно-спасательную службу в области промышленной безопасности, территориальное подразделение ведомства уполномоченного органа и территориальное подразделение уполномоченного органа в области промышленной безопасности, местные исполнительные органы, а при возникновении опасных производственных факторов - население, попадающее в расчетную зону чрезвычайной ситуации;
- 10) вести учет аварий, инцидентов, случаев утрат взрывчатых веществ и изделий на их основе на опасных производственных объектах;
- 11) предусматривать затраты на обеспечение промышленной безопасности при разработке планов финансово-экономической деятельности опасного производственного объекта;
- 12) предоставлять в территориальные подразделения уполномоченного органа в области промышленной безопасности информацию о травматизме и инцидентах;
 - предоставлять в территориальные подразделения уполномоченного органа в области промышленной безопасности информацию по учету (приходу, расходу, выдаче и возврату) взрывчатых веществ и изделий на их основе, применяемых при производстве взрывных работ на опасных производственных объектах;
- 13) обеспечивать государственного инспектора при нахождении на опасном производственном объекте средствами индивидуальной защиты, приборами безопасности;
- 14) обеспечивать своевременное обновление технических устройств, отработавших свой нормативный срок службы;
- 15) декларировать промышленную безопасность опасных производственных объектов, определенных настоящим Законом;
- 16) обеспечивать укомплектованность штата работников опасного производственного объекта в соответствии с требованиями, установленными законодательством Республики Казахстан;
- 17) обеспечивать подготовку, переподготовку и проверку знаний специалистов, работников в области промышленной безопасности;
- 18) заключать с профессиональными аварийно-спасательными службами в области промышленной безопасности договоры на проведение профилактических и горноспасательных, газоспасательных, противofонтанных работ на опасных производственных объектах либо создавать профессиональные объектовые аварийно-спасательные службы в области промышленной безопасности;
- 19) осуществлять постановку на учет, снятие с учета опасных производственных объектов;
- 20) согласовывать проектную документацию на строительство, расширение, реконструкцию, модернизацию, консервацию и ликвидацию опасного производственного объекта в соответствии с настоящим Законом и законодательством Республики Казахстан об архитектурной, градостроительной и строительной деятельности;
- 21) при вводе в эксплуатацию опасного производственного объекта проводить приемочные испытания, технические освидетельствования с участием государственного инспектора;
- 22) поддерживать в готовности профессиональные объектовые аварийно-спасательные службы в области промышленной безопасности с обеспечением комплектации, необходимой техникой, оборудованием, средствами страховки и индивидуальной защиты для проведения аварийно-спасательных работ;
- 23) планировать и осуществлять мероприятия по локализации и ликвидации возможных аварий и их последствий на опасных производственных объектах;

- 24) иметь резервы материальных и финансовых ресурсов на проведение работ в соответствии с планом ликвидации аварий;
- 25) создавать системы мониторинга, связи и поддержки действий в случае возникновения аварии, инцидента на опасных производственных объектах и обеспечивать их устойчивое функционирование;
- 26) осуществлять обучение работников действиям в случае аварии, инцидента на опасных производственных объектах;
- 27) создавать и поддерживать в постоянной готовности локальные системы оповещения.

7.2. Мероприятия по предупреждению чрезвычайных ситуаций и безопасному ведению подземных горных работ

Ведение горных работ будет осуществляться с соблюдением ПОПБ для ОПО ВГиГРР, для ВР.

Мероприятия, направленные по предупреждению аварий при ведений горных работ:

- горнопроходческие работы и очистную добычу предусмотрено вести с применением самоходного оборудования на всех технологических процессах;
- вести постоянный контроль за состоянием кровли горных выработок, очистных выработок, своевременностью их оборки и крепления;

Мероприятия, обеспечивающие безопасную эксплуатацию самоходного оборудования:

перед запуском двигателя на месте работы машины должна действовать вентиляция;

- в начале смены произвести осмотр шин, крепление колес, машины в целом, системы очистки выхлопных газов, затем запустить двигатель, включить фары, првоерить тормоза, а у погрузочно-доставочных машин ковш должен быть опущен на почву;
- запрещается оборка кровли и установка штанговой крепи, а также зарядание и взрывание шпуров с ковша погрузочно-доставочных машин так как неисправная проводка может вызвать преждевременное взрывание детонаторов;
- перевозка людей по выработкам разрешается при наличии разработанных и утвержденных главным инженером рудника маршрутов с указанием времени, скорости движения и только в автобусах или автомобилях, специально оборудованных для перевозки людей;
- в случае остановки самоходного оборудования в наклонной выработке, вследствие технической неисправности, водитель должен принять меры, исключающие самопроизвольное движение машины, выключать двигатель, затормозить машину и подложить под колеса «башмаки»;
- запрещается запуск двигателя при использовании движения самоходного оборудования под уклон;

В выработках рабочих горизонтов прокладываются водопроводные магистрали для промышленных нужд, которые используются также для пожаротушения.

Для оперативности тушения пожаров, своевременной локализации и подавления очагов возгорания, горные выработки оборудуются противопожарными устройствами и основываются первичными средствами пожаротушения. В соответствии с ПОПБ, каждая самоходная машина на дизельном ходу должна быть снабжена углекислотным огнетушителем.

Для хранения противопожарных материалов на рабочих горизонтах предусмотрены склады противопожарных материалов.

В околоствольных дворах воздухоподающего ствола для ограничения возможности распространения огня по выработкам предусмотрены противопожарные двери, устье

стволы перекрываются противопожарными лядами.

Для людей оповещения, в случае пожара предусмотреть мигающие световые сигнализации. Кроме того, использовать все предусмотренные виды диспетчерской связи. Телефонные аппараты устанавливаются околоствольных дворах, выработках рабочих горизонтов и во всех камерных выработках также на удаленных забоях.

Рабочие, занятые на подземных горных работах, управляющие подъемными машинами, горнопроходческими оборудованием, подземными самоходными машинами, электровозом, работающие на стволах рабочих горизонтов и поверхности, вагонных депо, ремонтно-механических пунктах, обслуживающие стволы шахт и раздаточную камеру ВМ должны: иметь соответствующую квалификацию, прошедшими подготовку, переподготовку по вопросам промышленной безопасности, соответствующий профилю выполняемых работ; быть обучены безопасным приемам работы, знать сигналы аварийного оповещения, правила поведения при авариях, места расположение средств спасения и уметь пользоваться ими; иметь инструкции по безопасному ведению технологических процессов, безопасному обслуживанию и эксплуатации машин и механизмов; не реже, чем через каждые шесть месяцев проходить повторный инструктаж по безопасности труда и не реже одного раза в год – проверку знаний инструкций по профессиям, результаты которой оформляются протоколом с записью в журнал инструктажа и личную карточку рабочего.

При осмотре и текущем ремонте механизмов и подземных оборудований их приводы должны быть выключены, приняты меры, препятствующие их ошибочному или самопроизвольному включению, у пусковых устройств вывешены предупредительные плакаты: «Не включать - работают люди».

Работниками не допускается:

- эксплуатировать оборудование, механизмы, аппаратуру и инструмент при нагрузках (давлении, силе тока, напряжении и прочее), превышающих допустимые нормы по паспорту;
- применять не по назначению, использовать неисправные оборудование, механизмы, аппаратуру, инструмент, приспособления и средства защиты;
- оставлять без присмотра работающее оборудование, аппаратуру, требующие при эксплуатации постоянного присутствия обслуживающего персонала;
- производить работы при отсутствии или неисправности защитных ограждений;
- обслуживать оборудование и аппаратуру в не застегнутой спецодежде.

Во время работы механизмов не допускается:

- подниматься на работающие механизмы или выполнять, находясь на работающих механизмах, какие-либо работы;
- ремонтировать, закреплять какие-либо части, чистить, смазывать движущиеся части вручную или при помощи не предназначенных для этого приспособлений;
- тормозить движущиеся части механизмов, надевать, сбрасывать, натягивать или ослаблять ременные, клиноременные и цепные передачи, направлять канат или кабель на барабане лебедки при помощи ломов (ваг), и непосредственно руками;
- оставлять на ограждениях какие-либо предметы;
- снимать ограждения или их элементы до полной остановки движущихся частей;
- передвигаться по ограждениям или под ними;
- входить за ограждения, переходить через движущиеся не огражденные канаты или касаться их.

Инструменты с режущими кромками или лезвиями переносятся и перевозятся в защитных чехлах или сумках.

Ремонт горных машин ремонтно-техническом пункте проводить в сроки в

соответствии с графиком планово-предупредительного ремонта, утверждаемым техническим руководителем рудника. На все виды ремонтов основного оборудования будут составлены технологические регламенты.

Опасные производственные объекты, ведущие подземные горные работы, оборудуются системами наблюдения, оповещения об авариях, позиционирования и поиска персонала, прямой телефонной и дублирующей ее альтернативной связью с АСС, обслуживающей объект.

Система наблюдения, оповещения об авариях, позиционирования и поиска персонала должна обеспечивать:

- передачу горным диспетчером одно из следующих сообщений: кодового, текстового или речевого в подземные выработки индивидуально каждому работнику, находящемуся в шахте независимо от его местоположения до, во время и после аварии;
- позиционирование персонала и техники, находящихся в шахте;
- обнаружение человека и определение его местоположения под завалом через слой горной массы с погрешностью не более 2 метров в течение 2 суток при проведении спасательных работ.

Объем передаваемой информации при оповещении должен быть достаточен для понимания персоналом характера аварии и возможных путей эвакуации.

Система наблюдения, оповещения об авариях, позиционирования и поиска персонала должна охватывать всю зону подземных горных выработок.

Система наблюдения, оповещения об авариях, позиционирования и поиска персонала проводится непрерывно посредством автоматизированной диспетчеризации подземных горных работ и остается работоспособной до аварии, во время аварии и после ликвидации аварии.

7.2.1. Мероприятия по обеспечению промышленной безопасности при эксплуатации электровозов, вагонеток

На прямолинейных участках горизонтальной выработки длиной более 500 метров максимальную скорость грузовых и порожних машин для перевозки людей допускается увеличивать до 40 километров в час с разрешения технического руководителя шахты.

При ручной подкатке откатчик толкает вагонетку впереди себя. Перемещать вагонетку на себя или сбоку не допускается.

Расстояние между вагонетками при ручной подкатке должно быть не менее 10 метров на путях с уклоном до 0,005 и не менее 30 метров на путях с большим уклоном.

Не допускается ручная подкатка вагонетки на расстоянии свыше 100 метров и уклонах более 0,01.

При откатке составами применять сцепки и прицепные устройства, не допускающие самопроизвольного расцепления вагонеток. Откатку несцепленных вагонов в составе не допускать.

Не допускать использовать вагонетки:

- 1) без смазки, с незакрытыми полостями для смазки и неисправными полускатками
- 2) (расшатанные колеса, трещины на осях, глубокие выбоины на колесах);
- 3) с неисправными сцепками, серьгами и тяговыми частями;
- 4) с неисправными буферами и тормозами;
- 5) с неисправными днищами и шарнирами запорных механизмов у специальных вагонеток;
- 6) с выгнутыми наружу более чем на 50 миллиметров стенками кузовов вагонеток.

Вагонетки периодически в плановом порядке предусматривать плановые ревизии, смазке и ремонту, и обязательно вести запись в книгу с указанием номера вагонетки, даты и фамилии лица, проводившего ремонт, по форме, устанавливаемой техническим руководителем шахты.

Механические и ручные приводы стрелочных переводов откаточных путей устанавливать со стороны свободного прохода для людей на расстоянии от привода до кромки подвижного состава не менее 0,7 метров. Расстояние от привода до крепи обеспечивать удобство монтажа, осмотра и ремонта. При недостаточной ширине выработки приводы стрелочных переводов устанавливать в нишах.

В откаточных выработках рельсы укладывать на щебеночном или гравийном балласте, на подкладках и соединяются между собой накладками и болтами. Расстояние между осями шпал не более 700 миллиметров. Толщина балластного слоя под шпалами не менее 90 миллиметров.

На прямолинейных участках пути головки рельсов выдерживать на одном уровне. Отклонение (перекос) допускается не более 4 миллиметров. На криволинейных участках пути наружный рельс возвышается над внутренним на величину, установленную проектом, но не менее 15 миллиметров для колеи 900 миллиметров и не менее 10 миллиметров для колеи 600 миллиметров.

На криволинейных участках с радиусом закругления пути менее 20 метров между обеими рельсовыми нитками устанавливать металлические стяжки. Расстояние между стяжками не более 3 метров.

Не допускать эксплуатацию рельсов при износе головки по вертикали более 8 миллиметров для рельсов Р-18, 12 миллиметров для рельсов Р-24.

Не допускать эксплуатацию стрелочных переводов при:

- 1) сбитых, выкрошенных и изогнутых в поперечном и продольном направлениях или неплотно прилегающих к рамному рельсу и башмакам стрелочных перьях;
- 2) разъединенных стрелочных тягах;
- 3) замыкании стрелок с зазором более 4 миллиметров между прижатым острием пера и рамным рельсом;
- 4) отсутствии фиксации положения стрелочных переводов с помощью фиксаторов, устройств;
- 5) открытых канавах стрелочных переводов.

Для откатки контактными электровозами допускается применение постоянного тока напряжением не выше 600 Вольт.

Сечение медного контактного провода должно быть не менее 65 миллиметров.

Не допускается эксплуатация контактного провода, износ которого превысил 30 процентов, - для провода сечением 100 миллиметров и при износе более 20 процентов - для проводов сечением 65 и 85 миллиметров.

Высота подвески контактного провода должно быть не менее 1,8 метров от головки рельса. На посадочных и погрузочно-разгрузочных площадках, на участке рудоспуска в местах пересечения выработок, по которым передвигаются люди, высоту подвески оставлять не менее 2 метров.

Расстояние от контактного провода до навала руды или породы в вагоне предусмотреть не менее 200 миллиметров.

Контактный провод в околоствольном дворе на участке передвижения людей подвешивать на высоте не менее 2,2 метров, а в остальных выработках околоствольного двора - не менее 2 метров от уровня головки рельсов.

Подвеска контактного провода в подземных выработках производится эластично (на оттяжках). Расстояние между точками подвески контактного провода должно быть не более 5 метров на прямолинейных и 3 метров на криволинейных участках пути.

В местах, где требуется сохранение высоты подвески, контактный провод (пересечение с уклонами, переход через вентиляционные двери), подвешивается жестко.

Контактная сеть секционируется выключателями, расстояние между которыми не более 500 метров. Секционные выключатели устанавливаются на всех ответвлениях контактного провода.

Контактная сеть оборудуется устройствами или аппаратурой защиты от поражения людей электрическим током.

Контактные электровозы оснащаются устройством для уменьшения искрообразования на токоприемнике. Контактный провод в местах опасных по условиям поражения током оснащается ограждением.

Контактный провод в местах погрузки и разгрузки материалов оборудования из вагонов, с платформ на период разгрузки (погрузки) отключается или ограждается способом, исключающим возможность прикосновения к нему людей в период погрузки (разгрузки), при подъеме на погрузочный полук.

Ремонт контактной сети производить по распоряжению со снятием напряжения и наложением заземления на данном участке сети.

В головной и хвостовой частях идущего поезда устанавливаются световые сигналы: на локомотиве - фары, а на последней вагонетке - светильник с красным светом. При передвижении локомотива без вагонеток светильник с красным светом устанавливается на задней части локомотива по ходу его движения.

В выработках, в которых подвешен контактный провод, через каждые 200 метров и на пересечениях их с остальными выработками и закруглениями устанавливать светящиеся надписи «Берегись провода».

На закруглениях выработок устанавливать автоматически опережающие локомотив сигналы в виде надписей «Берегись локомотива».

Локомотив или отдельная вагонетка должна останавливаться, не доезжая 5 метров до стоящих на этом же пути локомотивов, вагонеток, погрузочных машин.

На рельсовых путях клетевых околостольных дворов со стороны грузовой ветви и на нулевой площадке на поверхности со стороны порожняковой ветви обязательно устанавливать задерживающие стопоры.

На руднике, где производится откатка, на действующем горизонте оборудовать вагонные депо для осмотра и ремонта электровоза и вагонов.

Горизонтальные выработки, по которым производится откатка вагонеток, на всем протяжении предусмотреть уклон в сторону околостольного двора не более 0,005.

Путь, путевые устройства, водоотливные каналы, стрелочные переводы, путевые сигналы, зазоры и проходы на горизонтальных откаточных выработках и уклонах, контактная сеть проверяются начальником участка или его заместителем не менее одного раза в месяц, дорожным мастером или назначенным лицом контроля участка внутришахтного транспорта не менее двух раз в месяц. Не реже одного раза в год производится проверка износа рельсов и контактного провода.

Во всех действующих выработках, где идет откатка электровоза и вагонов ежегодно производить нивелирование откаточных путей и проверка соответствия зазоров в соответствии Правилам. Результаты проверок заносятся в «Журнал осмотра крепи и состояния выработок»

Выпуск вагонеток и электровоза на линию производить после их осмотра лицом контроля.

Каждый вагон, электровоз, находящийся в эксплуатации, осматривается в следующие сроки:

- 1) ежедневно машинистом при приемке локомотива;
- 2) ежесуточно дежурным электрослесарем;
- 3) еженедельно механиком участка;
- 4) один раз в квартал начальником участка.

Результаты осмотров заносятся в журнал осмотра, по форме установленной техническим руководителем шахты.

7.2.2. Мероприятия по обеспечению промышленной безопасности при эксплуатации раздаточной камеры и транспортировке ВМ

В соответствии ПОПБ для раздаточной камеры предусмотреть разработку паспорта.

ВВ и средства инициирования хранить в отдельных отгороженных друг от друга кирпичной либо бетонной стеной толщиной не менее 25 см. Оборудовать место для выдачи ВМ взрывникам. Устроить стеллажи, ящики для хранения ВМ и взрывных машин. Не допускать взрывные работы ближе 30 метров от раздаточной камеры. Обеспечить первичными средствами пожаротушения (огнетушители, ящики с песком, сосуды с водой).

Предусмотреть раздаточной камере автоматический охранной сигнализацией, с выходом на диспетчерскую. Оборудовать телефонной связью с прямым выходом с главным техническим руководителем и диспетчерской рудника.

Рабочее освещение раздаточной камеры ВМ осуществлять лампами напряжением до 220 вольт. В качестве аварийного освещения использовать шахтные лампы сухими батареями.

Места хранения ВМ раздаточной камере обеспечить вес измерительными оборудованием и рулетками.

Ежедневные выдачи взрывчатых материалов записывать в журнале учета прихода и расхода ВМ. Выдачу ВМ допускать строго наряд-путевкой на производство взрывных работ. Наряд-путевка подписывается лицом контроля.

Доставку ВМ к местам работ (забой, очистная камера) проводить обученным персоналом имеющие книжку взрывника. Средства инициирования и боевики переносить только взрывникам. ВВ и средства инициирования переносить и доставлять отдельно в сумках, кассетах заводской упаковке. При совместной доставке в сумках ВВ и средства инициирования переносить не более 12 кг ВМ.

Доставку ВМ на руднике допускается всеми видами и средствами шахтного транспорта, оборудованными для этих целей и находящимися в исправном состоянии.

Не допускается транспортирование ВМ по стволу шахты во время спуска и подъема людей. При погрузке, разгрузке, перемещении ВМ по стволу шахты в околоствольном дворе и надшахтном здании около ствола допускается присутствие только взрывника, раздатчика, нагружающих и разгружающих ВМ рабочих, рукоятчика, стволового и лица, сопровождающего доставку ВМ. Транспортирование ВМ по подземным выработкам осуществляется со скоростью не более 5 метров в секунду.

Перевозка ВВ контактными электровозами проводится в вагонетках, закрытых сплошной крышкой из негорючих материалов.

Транспортные средства с ВМ спереди и сзади имеют световые опознавательные

знаки, со значением которых ознакамливается все работающие в шахте.

При перевозке ВМ по горным выработкам водители встречного транспорта и люди, проходящие по этим выработкам, останавливаются и пропускают транспортные средства с ВМ.

Водители транспортных средств и лица, связанные с перевозкой (доставкой) ВМ, проходят инструктаж по безопасному производству работ до начала перевозки.

Допускается доставка ВВ (кроме содержащих гексоген и нитрозофиры) в ковшах погрузочно-доставочных машин от раздаточной камеры хранения к местам взрывных работ после разработки мероприятий начальником отдела БВР, обеспечивающих безопасность перевозок.

7.2.3. Мероприятия по обеспечению промышленной безопасности при внезапных прорывах воды, выбросов газов и горных ударов

Риском внезапных прорывов воды могут являться талые воды и паводковые воды в результате осадков и снеготаяния сежных. Для таких обстоятельств предусмотреть следующие виды мероприятий.

При производстве начало горных работ руднику совместно с аварийно-спасательными службами определить участки горных работ где возможно проникновение прорывов воды .

Периодический контролировать осмотр и измерения проседания поверхности, провалов, выходов устьев выработок, контролировать наличие воды в провалах в пределах шахтного поля и непосредственной близости. Особый контроль проводить в период паводков.

При появлении в выработках признаков, свидетельствующих о потении забоя, значительное увеличение капежа при обнаружении опасности в выработки все работы приостанавливаются до проведения осмотра и мероприятий обеспечивающих безопасность работ.

На начало эксплуатации рудника участку пыле-вентиляционной службы совместно аварийно-спасательными службами предусмотреть замер все действующих забоев и выработок на выброс ядовитых газов. После проведения замера на ядовитых газов и получения результатов замера на руднике участку ПВС или ответственным отделом основываясь на полученные данные разработать мероприятия по предупреждению и прогнозированию выбросов газов.

7.3. Обеспечение промышленной безопасности на электроустановках

Техническая эксплуатация электроустановок на руднике может производиться по правилам, разработанным в отрасли. Отраслевые правила не должны противоречить «Правилам техники безопасности при эксплуатации электроустановок потребителей» Утверждённым приказом Министра энергетики Республики Казахстан от 30 марта 2015 года № 222.

Электрические сети и электрооборудование должны отвечать требованиям действующих «Правил устройства электроустановок», «Правил технической эксплуатации электроустановок потребителей».

Лица ответственные за состояние электроустановок это главный энергетик, инженерно-технические работники обязаны:

Обеспечить организацию и своевременное проведение профилактических осмотров и планово-предупредительных ремонтов электрооборудования, аппаратуры и электросетей,

а также своевременное устранение нарушений «Правил технической эксплуатации электроустановок потребителей» и «Правил техники безопасности при эксплуатации электроустановок потребителей, которые могут привести к пожару и возгоранию.

Следить за правильностью выбора и применения кабелей, электропроводов, светильников и другого электрооборудования в зависимости от класса пожароопасности и взрывоопасности помещений и условий окружающей среды.

Систематически контролировать состояние аппаратов защиты от коротких замыканий, перегрузок, внутренних и атмосферных перенапряжений, а также других ненормальных режимов работы.

Следить за исправностью специальных установок и средств, предназначенных для ликвидации загораний и пожаров в электроустановках.

Проверка изоляции кабелей, проводов, надежности соединений, защитного заземления, должна производиться в сроки, установленные «Правилами технической эксплуатации электроустановок потребителей».

Все электроустановки должны быть защищены аппаратами защиты от токов короткого замыкания и других ненормальных режимов, которые могут привести к пожарам и загораниям.

Кабели должны располагаться на высоте, недоступной для повреждения транспортными средствами, при этом исключается возможность срыва кабеля с конструкции.

При эксплуатации электроустановок запрещается:

- 1) использовать кабели и провода с поврежденной изоляцией и изоляцией, потерявшей в процессе эксплуатации защитные электроизоляционные устройства;
- 2) оставлять под напряжением электрические провода и кабели с неизолированными концами;
- 3) пользоваться поврежденными розетками, ответвительными и соединительными коробами, рубильниками и другими электроустановочными изделиями.

Неисправности в электросетях и электроаппаратуре, которые могут вызвать искрение, короткое замыкание, сверхдопустимый нагрев горючей изоляции кабелей и проводов, должны немедленно устраняться дежурным персоналом: неисправную электросеть следует отключать до приведения ее в пожаробезопасное состояние.

Эксплуатацию электроустановок должен осуществлять специально подготовленный электротехнический персонал.

Электротехнический персонал предприятия подразделяется на:

- административно-технический организующий и принимающий непосредственное участие в оперативных переключениях, ремонтных, монтажных и наладочных работах в электроустановках; этот персонал имеет право оперативного, ремонтного или оперативно-ремонтного;
- оперативный персонал – осуществляет оперативное управление электрохозяйством предприятия, цеха, а также оперативное обслуживание электроустановок;
- ремонтный персонал – выполняет все виды работ по ремонту, реконструкции и монтажу электрооборудования; к этой категории относится персонал специализированных служб (испыт. лабораторий, КМП и т. д.), в обязанности которого входит проведение испытаний, измерений, наладки и регулировки электроаппаратуры и т.д.;
- оперативно-ремонтный персонал – ремонтный персонал небольших предприятий (цехов), специально обученный и подготовленный для выполнения оперативных работ на закрепленных за ним электроустановках.

До назначения на самостоятельную работу или при переходе на другую работу (должность), связанную с эксплуатацией электроустановок, а также при перерыве в работе в качестве электротехнического персонала свыше 1 года персонал обязан пройти производственное обучение на новом месте работы.

Персонал на новом месте работы должен пройти производственное обучение в необходимом для данной должности объеме:

- "Правила и ПТБ при эксплуатации электроустановок потребителей";
- "Правила технической эксплуатации электроустановок потребителей";
- производственных (должностных и эксплуатационных) инструкций;
- инструкций по охране труда;
- дополнительных правил, нормативных и эксплуатационных документов, действующих на данном предприятии.

Обучение должно проводиться по утвержденной программе под руководством опытного работника из электротехнического персонала предприятия или вышестоящей организации, имеющие высшее электротехническое образование и большой опыт работы в данной отрасли работы.

По окончании производственного обучения обучаемый должен пройти в квалифицированной комиссии проверку знаний в предусмотренном объеме для данной должности, ему должна быть присвоена соответствующая группа (II-V) электробезопасности.

Периодическая проверка знаний персонала должна производиться в следующие сроки:

1 раз в год - для электротехнического персонала, непосредственно обслуживающего действующие электроустановки или проводящего в них наладочные, электромонтажные, ремонтные работы или профилактические испытания, а также для персонала, оформляющего распоряжения и организующего эти работы;

1 раз в 3 года – для ИТР электротехнического персонала, не относящегося к предыдущей группе, а также инженеров по технике безопасности, допущенных к инспектированию электроустановок.

Лица, допустившие нарушения настоящих Правил или правил техники безопасности, должны подвергаться внеочередной проверке знаний.

Проверку знаний правил должны проводить квалифицированные комиссии в составе не менее 3-х человек, для ИТР:

- гл. инженером или руководителем предприятия;
- инспектора "энергонадзора";
- представителем отдела труда или комитета профсоюза предприятия.

Для остального персонала комиссии назначаются гл. инженер предприятия.

7.4. Медицинская помощь

Каждый работник должен быть обучен оказанию первой медицинской помощи, приемам транспортировки пострадавшего, знать место расположения и содержания аптечки, уметь пользоваться находящимися в аптечке средствами.

Аптечка со средствами оказания первой медицинской помощи находится на всех подземных самоходных машинах, подземных обслуживающих камерах, стационарных оборуованиях.

К аптечке разрешен свободный доступ работника, оказывающего первую медицинскую помощь.

Для организации пункта первой медицинской помощи, предусмотрено на руднике медицинский пункт. Медицинское обеспечение рудника будет организовано на договорной основе со специализированной организацией оказывающие квалифицированную медицинскую помощь.

7.5. Пожарная безопасность

Согласно «Общие требования к пожарной безопасности», утверждённый приказом Министра внутренних дел Республики Казахстан от 23 июня 2017 года № 439; обеспечение пожарной безопасности и пожаротушения возлагается на руководителя предприятия.

Пожарную безопасность на промышленной площадке, участках работ и рабочих местах обеспечивают мероприятия в соответствии с требованиями "Правил пожарной безопасности при производстве строительно-монтажных работ ППБ-05-86" и "Правил пожарной безопасности при производстве сварочных и других огневых работ на объектах народного хозяйства", а также требованиям ГОСТ 12.00.004–76.

Хранение горюче-смазочных материалов производится в специально предназначенных для этих целей емкостях на складе ГСМ. Заправка оборудования ГСМ выполняется бензозаправщиком непосредственно на рабочих местах.

Каждый транспортный агрегат оснащается необходимым противопожарным инвентарем: лопатами, ведрами, огнетушителями, для хранения смазочных и обтирочных материалов закрытыми огнестойкими емкостями.

Для выполнения мер по ликвидации пожаров предусматривается автоцистерна АЦ-3,0-40 (43502), оборудованная емкостью 3 м³.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

- 1) Технический регламент Республики Казахстан «Требования к безопасности процессов разработки рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом», 2009 г.;
- 2) Временные правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных выработок месторождений руд цветных металлов с неизученным процессом сдвижения горных пород. – Л.: ВНИМИ, 1986 г.;
- 3) Скорняков Ю.Г. Системы разработки и комплексы самоходных машин при подземной добыче руд. – М.: «Недра», 1978 г.;
- 4) Скорняков Ю.Г. Подземная добыча руд комплексами самоходного оборудования. – М.: Недра, 1986 г.;
- 5) Отраслевая инструкция по определению, нормированию и учету потерь и разубоживания руды и песков на рудниках и приисках МЦМ СССР. – М.: Недра, 1977 г.;
- 6) Перечень допущенных к применению в Республике Казахстан промышленных ВМ, приборов взрывания и контроля. – 2006 г.;
- 7) Временное методическое пособие по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания рудников и шахт (Рассмотрено коллегией Госгортехнадзора Казахской ССР 15.03.90 г. №3-11), Алма-Ата, 1990 г.;
- 8) Кодекс РК «О недрах и недропользовании» от 27 декабря 2017 года № 125-VI ЗРК;
- 9) Инструкция по составлению плана горных работ от 18 мая 2018 года № 351;
- 10) Единые правила по рациональному и комплексному использованию недр от 20 августа 2021 года № 239;
- 11) Нормы технологического проектирования горнорудных предприятий цветной металлургии с подземным способом разработки (ВНТП 37-86 Минцветмет СССР);
- 12) Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы от 30 декабря 2014 г. № 352;
- 13) Закон РК от 11 апреля 2014 года № 188-V «О гражданской защите (с изменениями и дополнениями по состоянию на 01.07.2023 г.);
- 14) Правила пожарной безопасности от 21 февраля 2022 г. № 55;
- 15) Подземная разработка рудных месторождений М.И. Агошков, Г.М. Малахов «Недра» Москва 1966 г.;
- 16) Методические рекомендации по определению нормативов запасов полезных ископаемых по степени подготовленности к добыче на стадии проектирования горных предприятий МИНЧЕРМЕТА СССР 1981 г.;
- 17) Трудовой Кодекс РК от 23 ноября 2015 г. № 414-V;
- 18) Экологический Кодекс РК от 2 января 2021 г. № 400-VI;
- 19) Земельный Кодекс РК от 20 июня 2003 г. № 442;
- 20) «Общесоюзные нормы технологического проектирования подземного транспорта горнодобывающих предприятий». Утверждены Минуглепромом СССР 31 марта 1986 г.;
- 21) «Правила технической эксплуатации рудников, приисков и шахт, разрабатывающих месторождения цветных, редких и драгоценных металлов.» под редакцией Коваль И. В. – М. Недра 1981 г.;
- 22) 27. Кодекс РК «О здоровье народа и системе здравоохранения» от 7 июля 2020 г. № 360-VI;
- 23) 28. Водный кодекс РК от 9 июля 2003 г. № 481;
- 24) 29. Инструкция о порядке утверждения мер охраны зданий, сооружений и природных объектов от вредного влияния горных разработок (М., 1996 г.);

ПРИЛОЖЕНИЕ 1- Запасы, принятые для проектирования

ПРОТОКОЛ

№ 2638-23-У

**Заседания Государственной комиссии
по запасам полезных ископаемых Республики Казахстан**

Технико-экономическое обоснование промышленных кондиций
с подсчетом запасов вольфрамово-оловянно-литиевых руд на участках
Центральный и Байменсай месторождения Карагайлыактас в Райымбекском районе
Алматинской области (по состоянию на 01.01.2024г.)

25 декабря 2023 года

г. Астана

ПРИСУТСТВОВАЛИ:

Председатель Комиссии

Акбаров Е.Е.

Члены Комиссии:

Байбатыров М.Ж.
Суиндыкова Н.С.
Калашникова Ж.К.
Асанов Б.Е.

Независимые эксперты:

Абдыбаев М.К.
Ашимова А.С.
Асанбаева У.Т.

Авторы отчета:

Ерубает Б.А.
Раис С.Е.
Ерубает А.А.

ПРИГЛАШЕННЫЕ:

от ТОО «Qazaq Granit»

Қали Ф.

Председательствовал

Акбаров Е.Е.

На рассмотрение ГКЗ РК Товариществом с ограниченной ответственностью «QAZAQ GRANIT» представлен Отчет «Технико-экономическое обоснование промышленных кондиций с подсчетом запасов вольфрамово-оловянно-литиевых руд на участках Центральный и Байменсай месторождения Карагайлыактас в Райымбекском районе Алматинской области (по состоянию на 01.01.2024г.)»

Отчет составлен Товариществом с ограниченной ответственностью «QAZAQ GRANIT».

Авторы отчета: Ерубаяев Б.А., Раис С.Е. и другие.

Отчет состоит из одной книги и одной папки: книга 1 - 239 стр., в т. ч. 55 рисунков, 66 таблиц, 4 табличных приложений, 11 текстовых прил., 20 библиографических источников, Книга 2 – 19 графических приложений.

1. ПО ДАННЫМ, СОДЕРЖАЩИМСЯ В ОТЧЕТЕ:

Месторождение Карагайлыактас расположено в Райымбекском районе Алматинской области, в 260 км на восток от г. Алматы, в 30 км на юго-запад от районного центра села Нарынкол в пределах планшета К-44-53А. Ближайшие населенные пункты – поселки Каратаган и Джамбул – расположены севернее в 9-12 км, Административный центр Райымбекского района – поселок Нарынкол-в 15 км к северо-востоку от участка.

Право на разведку олова, лития и вольфрамосодержащих руд на участке Карагайлыактас в Алматинской области принадлежит ТОО «QAZAQ GRANIT» (Контракт №5578-ТПИ от 19 июня 2019 года).

В 2019-2023гг ТОО «QAZAQ GRANIT» проведены разведочные работы на участках Центральный (детальная разведка) и Байменсай (поисково-оценочные работы) месторождения Карагайлыактас в виде поисково-рекогносцировочных маршрутов, опробование отдельных рудных тел и вмещающих пород, привязка отобранных проб, горные работы по обустройству на месторождении дорог и подъездных путей, бурению скважин с отбором керновых проб, зачистки канав с отбором бороздовых проб, отбора лабораторно технологической пробы, обработки проб, инженерно-геодезических изысканий, технологических исследований.

Протоколом ГКЗ РК № 2451-22-П от 13.12.2022г. даны рекомендации в части изучения технологических свойств по сортам руд, продолжения разведки с подсчетом запасов для перевода запасов категории С₂ на категорию С₁.

Принятые к сведению ГКЗ РК и, выполненные разведочные, а также исследовательские работы, явились основанием для переоценки запасов в категорию С₁ ранее оцененных запасов руд и металлов по категории С₂, с повариантным подсчетом запасов при бортовом содержании лития 0,07, 0,10 и 0,15%.

Согласно рекомендациям ГКЗ в 2023 году ТОО «QAZAQ GRANIT», выполнено:

- бурение вертикальных и наклонных скважин;
- расчистка и перепробование ранее пройденных канав и проходкой новых.

На утверждение по состоянию на 02.01.2023 представлены следующие запасы:

Запасы	Ед. изм.	Балансовые запасы по категориям		
		C ₁	C ₂	C ₁ +C ₂
всего по месторождению:				
руда	тыс. т	15 703,8	30 847,2	46 551,0
в ней:				
олово	т	49 020		49 020

треохись вольфрама	т	8 976		8 976
окись лития	т	60 627	90 863,0	151 490
среднее содержание				
олово	%	0,31		0,31
вольфрам	%	0,06		0,06
литий	%	0,39	0,325	0,357

2. РАССМОТРЕВ ПРЕДСТАВЛЕННЫЕ МАТЕРИАЛЫ, экспертные заключения Абдыбаева М.К., Ашимовой А.С. и Асанбаевой У.Т. **ГКЗ РК ОТМЕЧАЕТ:**

2.1. По полноте и содержанию представленный отчет соответствует требованиям ГКЗ РК, предъявляемым к материалам отчета с подсчетом запасов твердых полезных ископаемых. Качество оформления графических материалов хорошее.

2.2. В геолого-структурном плане район рассматривается как единый антиклинорий, вытянутый в субширотном направлении и получивший название Восточно-Терскойский.

На месторождении по морфогенетическим признакам выделяются три типа рудных тел:

- рудные тела, залегающие в грейзенированных гранитах;
- жилы выполнения, развитые как в гранитах, так и во вмещающих породах зоны экзоконтакта;
- метасоматические тела, залегающие в известняках, алевролитах и сланцах.

На месторождении выделяются вольфрам-оловянное оруднение и бериллиевая минерализация.

Участок Центральный. Участок является главным определяющим основные перспективы месторождения.

Площадь участка сложена образованиями баянкольской свиты, представленной терригенно-карбонатными и эффузивно-осадочными породами венд-нижнего кембрия, прорванными дайкой-апофизой гранитов Баянкольского комплекса. Дайка прослеживается через всю площадь месторождения с востока на запад, на расстояние более 1500 м, меняя мощности от 150 м до пережимов и полного выклинивания.

Среди осадочных пород наибольшим развитием пользуются сланцы, известняки, доломиты. Простираение их субширотное, падение крутое на юг (50-80°).

Участок Байменсай. Участок расположен на восточном фланге рудного поля и примыкает к участку Восточный с южной стороны. Участок представлен дайкой альбитизированных гранитов. Граниты средне-крупнозернистые, изменения метасоматическими процессами. В них различается ранняя авто метасоматическая стадия, выраженная альбитизацией и слабой грейнезенизацией. Вмещающие породы – известняки.

Промышленно значимыми рудными минералами являются: касситерит, вольфрамит, литийсодержащие слюды - цинвальдит, лепидолит. В незначительных количествах встречаются колумбит-танталит, жильные минералы представлены, в основном, кварцем, микроклином, топазом, флюоритом.

По сложности геологического строения для целей разведки месторождение ранее отнесено к третьей группе.

2.3. На участках работ выполнен комплекс инженерно-геодезических изысканий, включающих в себя: аэрофотосъемочные работы с обработкой материалов аэрофотосъемочных работ до получения топографического плана М 1:2000 с сечением горизонталей через 2 м.

По результатам поисково-рекогносцировочных маршрутов определены места заложения разведочных скважин и ранее пройденные каналы для зачистки и переопробования с целью уточнения результатов работ прошлых лет.

В 2022-2023 гг. в рамках выполненных разведочных работ всего пробурено 22 скважины общим объемом 2770,8 пог.м., в том числе:

- по участку Центральный – 12 скважин общим объемом 2060,8 пог.м.
- по участку Байменсай – 10 скважин общим объемом 710 пог.м.

Зачищено 5 каналов общим объемом 373 пог.м., в том числе:

- по участку Центральный – 3 каналы общим объемом 109 пог.м.
- по участку Байменсай – 2 каналы общим объемом 264 пог.м.

2.4. При разведке месторождения во всех разведочных выработках (каналах) и скважинах по полезной толще с выходом во вмещающие породы было проведено опробование. Макроскопически выделяемые слои опробовались раздельно. Прослой пустых пород, селективная отработка которых невозможна, включались в пробу.

Поскольку разведка месторождения осуществлялась каналами и скважинами, то основными методами опробования были соответственно бороздовый и керновый.

За период 2022-2023 гг. на Центральном и Байменсайском участках рудного поля Карагайлыктас опробованы все вновь пройденные горные выработки (каналы и буровые скважины).

Отобраны пробы:

- бороздовые – 87;
- керновые – 903;
- технологических (лабораторных) проб – 300 кг.

Аналитические лабораторные работы проведены в ТОО «Центр Консалтинг». Работы по внешнему контролю проведены в ОсОО «Стюарт Эссей энд Инваронментал Лэборэторис», в г. Кара-Балта и в ТОО «ALS Казгеохимия», в г. Караганды.

Всего проведено 990 химических анализов, в т. ч.: по основным рядовым бороздовым и керновым пробам 87 и 903 соответственно, внешнего геологического контроля – 52, внутреннего геологического контроля анализов – 38.

В результате выполненных аналитических работ подтверждено литиево-вольфрамо-оловянная минерализация в грейзенизированных (уч. Центральный) и в альбитизированных (уч. Байменсай) гранитах.

2.5. Технологические исследования по обогащению олово-вольфрам-литиевой руды месторождения Пекинским главным научно-исследовательским институтом горного дела и металлургии (далее именуемый «BGRIMM»).

Отобранная проба весом 300 кг, и руда до 0-60 мм, определение содержания лития, вольфрама и скандия с содержаниями 0,39%, 0,11% и 0,52%, соответственно.

Проведены исследования процессов флотационного и гравитационного обогащения, а также флотации литиевой слюды и гравитационного разделения вольфрама и олова.

Результаты показали, что основными элементами в пробе являются Sn, WO₃ и Li₂O с содержаниями: 0,39 %, 0,11 % и 0,52 %.

Для переработки руды месторождения рекомендуется использовать основной технологический процесс «циклонное предварительное обесшламливание с классификацией – предварительная гравитация на винтовом сепараторе желобе + гравитационное концентрирование на концентрационном столе – магнитная сепарация оловянно-вольфрамового концентрата после удаления примесей из гравитационного концентрата – отбор литиевой слюды из объединенных хвостов гравитационного обогащения».

2.6. Гидрогеологические условия месторождения и территории, прилегающей к нему, сложные и в значительной степени определяются физико-географическим положением и геолого-структурным строением. Глубина залегания уровня подземных вод колеблется от нуля до 100-200 м на водораздельных участках. Воды пресные с минерализацией 0,1-0,3 г/л, гидрокарбонатный, кальциево-магниевый.

Относительно маломощные крутопадающие рудные тела, прослеженные до глубины 300-350 м предопределяют подземный способ отработки месторождения, а горный рельеф позволяет наиболее эффективно вскрывать рудные тела штольнями.

2.7. Для подсчета по вариантам бортовых содержаний выполнен автоматизированный подсчет в программе MICROMINE в объеме 100% запасов - по вариантам бортовых содержаний лития, его объем в тыс.т: 44,7 (0,40) и 29(0,56) и 28,6 (0,55), а олова и вольфрама, соответственно: 8,9 (0,06), 7,7 (0,07), 6 (0,12) и 60,6 (0,39), 49 (0,31), 48 (0,43).

Статистическая, геостатистическая обработка, каркасное моделирование, оценка ресурсов, оптимизация карьера месторождения Карагайлыактас сделаны с использованием программного обеспечения MICROMINE версий 11 и 21.

В результате создания каркасных моделей получено 2 рудных тела в виде отдельных объемов.

На основании исторических материалов и по результатам работ 2022-2023 гг. на участке Центральный выделены контуры запасов категории C₁ и C₂.

Контрольный подсчет запасов выполнен по 6 рудным телам методом параллельных горизонтальных сечений.

Сходимость результатов метода, с использованием по MICROMINE и традиционного-параллельных горизонтальных сечений, удовлетворительная.

Запасы подсчитанных запасов участков Центральный и Байменсай месторождения Карагайлыактас определены и представлены координатами угловых точек:

координаты участка «Центральный»

Угловые точки	Северная широта			Восточная долгота		
	град	мин	сек	град	мин	сек
1	42	39	18,39	80	02	29,90
2	42	39	02,26	80	03	57,32
3	42	38	43,21	80	03	57,40
4	42	38	58,28	80	02	30,64
Общая площадь – 119,54 га						

координаты участка «Байменсай»

Угловые точки	Северная широта			Восточная долгота		
	град	мин	сек	град	мин	сек
1	42	38	38,92	80	04	27,36
2	42	38	30,67	80	04	56,66
3	42	38	21,59	80	04	49,57
4	42	38	30,14	80	04	20,72
Общая площадь – 22,4 га						

2.8. На основании изученных свойств руды, обогатимости и полученных результатов исследований составлен план производства и приняты проектные показатели процесса обогащения:

Мощность переработки руды в год – 1 млн т/год с получением разноименных концентратов: оловянный концентрат: содержание Sn 40 % с извлечением 55 %; вольфрамовый концентрат: содержание WO₃ 30 % с извлечением 50 %; литиевый концентрат: содержание Li₂O 2,5 % извлечением 60 %.

Степень прибыльности инвестиций характеризуется внутренней нормой прибыли IRR составляют 24,9 %, срок окупаемости 7 лет.

3. ГКЗ РК ПОСТАНОВЛЯЕТ:

3.1. Утвердить для подземной разработки следующие параметры промышленных кондиций участка Центральный месторождения оловянно-вольфрамово-литиевых руд Карагайлыактас:

- бортовое содержание лития - 0,07 %;
- минимальная мощность рудного тела, включаемого в контуры подсчета запасов – 1,0 м, при меньшей мощности, но высоком содержании меди использовать соответствующий метропроцент;
- минимальная допустимая мощность прослоев пустых пород и некондиционных руд, включаемых в подсчет запасов – 3,0 м.

3.2. Утвердить запасы участка «Центральный» месторождения оловянно-вольфрамово-литиевых руд Карагайлыактас для подземной разработки на 02.01.2023 года в следующих количествах:

Геологические запасы	Ед. изм.	Балансовые запасы по категориям		
		C ₁	C ₂	C ₁ +C ₂
руда	тыс. т	15 703,8	30 847,2	46 551,0
олово	т	49 020	-	49 020
треохкись вольфрама	т	8 976	-	8 976
окись лития	т	60 627	90 863,0	151 490
среднее содержание				
олово	%	0,31	-	0,31
вольфрам	%	0,06	-	0,06
литий	%	0,39	0,325	0,357

3.3. По участку Байменсай месторождения Карагайлыактас, принять к сведению прогнозные ресурсы на участке «Байменсай» по категории Р₁, посчитанные в контуре оруденения по бортовому содержанию лития 0,07 %, в количестве 340071,7 т окиси лития, руда - 161 938 903 тыс.т., содержание окиси лития 0,21 %.

3.4. Недропользователю на месторождении необходимо:

- продолжить эксплуатационную разведку на горизонтах 2770 м и 2610 м;
- продолжить геологоразведочные работы с целью перевода запасов из категорий С₂ в промышленную категорию С₁;
- предусмотреть переводные коэффициенты олова и вольфрама в литиевую продукцию;
- разработать технологический регламент, который послужит основанием для разработки Рабочего проекта к строительству;
- доработать генплан разработки рудника с учетом местоположения хвостохранилища;
- материалы, разрабатываемые для проекта по добыче предусмотреть согласование в соответствии с земельным, лесным и водным кодексами.

Председатель Комитета геологии,
Председатель ГКЗ РК



Е. Акбаров

ПРИЛОЖЕНИЕ 2 –

ПРИЛОЖЕНИЕ 3 –

ПРИЛОЖЕНИЕ 4 –

ПРИЛОЖЕНИЕ 5 –

ПРИЛОЖЕНИЕ 6 –