

Республика Казахстан
ТОО "ГРК "Манка"

«Утверждаю»



Директор
ТОО "ГРК "Манка"

Бабий А.А.

« ____ » _____ 2026 г.

ПЛАН ГОРНЫХ РАБОТ
на добычу золотосодержащих руд на месторождении Манка в Восточно-
Казахстанской области подземным способом

Книга 1. Пояснительная записка

Усть-Каменогорск, 2026 г.

СОСТАВ ПЛАНА ГОРНЫХ РАБОТ

Том	Книга	Наименование и обозначение разделов проекта	Исполнитель
1	1	План горных работ. Пояснительная записка	ТОО "ГРК "Manka"
	2	Графические приложения	ТОО "ГРК "Manka"
2	1	Технико-экономическое обоснование	ТОО "ГРК "Manka"
3	1	Раздел охраны окружающей среды (РООС)	ТОО «Eco project company»
	2	Декларация промышленной безопасности	ТОО "ГРК "Manka"

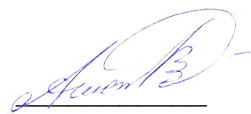
СПИСОК ИСПОЛНИТЕЛЕЙ

Менеджер проекта



Р.М. Каирбаев

Главный энергетик



Д. Б. Аитбаев

Геолог



А.Е. Капас

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	10
1 ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ	11
1.1. Существующее состояние горных работ.	11
1.2 Исходные данные для проектирования	12
2 ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ И ПРИРОДНЫЕ УСЛОВИЯ РАЙОНА	13
3 ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ СТРОЕНИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ, ЗАПАСЫ И ХАРАКТЕРИСТИКА РУД	15
3.1 Краткая геологическая характеристика месторождения	15
3.1.1 Геологическое строение месторождения	15
3.2 Стратиграфия и литология	18
3.3 Магматизм и тектоника	20
3.4 Особенности геологического строения месторождения	23
3.5 Инженерно-геологические условия разработки месторождения	24
3.6 Гидрогеологические особенности месторождения	28
3.6.1 Расчет прогнозных водопритоков в шахтное поле	30
3.6.2 Рекомендации по дальнейшему мониторингу состояния геологической среды	34
3.7 Запасы месторождения	35
3.7.1 Параметры промышленных кондиций	35
3.7.2 Состояние запасов месторождения Манка	35
3.7.3 Запасы, принятые к проектированию	37
4 ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ	38
4.1 Границы горного отвода	38
4.2 Зона сдвижения	38
4.3 Режим работы подземного рудника	39
4.4 Производительность и срок существования рудника	39
4.5 Вскрытие месторождения	41
4.5.1 Горно-капитальные работы	43
4.5.2 Горно-подготовительные работы	49
4.5.3 Механизация горнопроходческих работ	49
4.6 Потери и разубоживание	51
4.6.1 Расчет потерь и разубоживания при системе разработки с магазинированием руды	54
4.6.2 Расчет потерь и разубоживания при подэтажно-камерная системе разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков	56
4.6.3 Расчет потерь и разубоживания при системе подэтажного обрушения с торцевым выпуском руды	59
4.7 Мероприятия по обеспечению наиболее полного извлечения руды	61
4.8 Системы разработки	62
4.8.1 Горнотехнические условия разработки месторождения	62
4.8.2 Выбор и обоснование систем разработки и выемочной единицы	63
4.8.3 Основные параметры и конструкции систем разработки	63
4.8.4 Основные технические показатели по системам разработки	66
4.9 Хозяйство взрывчатых материалов и взрывные работы	68
4.10 Эксплуатационная разведка	69
4.11 Геолого-маркшейдерское обеспечение горных работ	71

4.12 Расчет нормативов обеспеченности запасами по степени подготовленности к добыче.....	73
4.13 Календарный план горных работ.....	75
4.13.1 Календарный график добычи руды	75
4.13.2 Календарный график горно-капитальных работ	76
4.14 Внутрирудничный транспорт и подъем	76
4.14.1 Внутрирудничный транспорт	76
4.14.2 Подъемные установки.....	77
4.15 Вентиляция подземного рудника.....	77
4.15.1 Мероприятия по комплексному обеспыливанию рудничной атмосферы.....	79
4.15.2 Мероприятия по очистке подаваемого в выработки рудника воздуха	79
4.15.3 Мероприятия по предупреждению образования пыли в рудничной атмосфере и на рабочих местах.....	79
4.16 Водоотлив.....	85
4.17 Отвальное хозяйство	87
5 ОХРАНА НЕДР	88
5.1 Охрана и рациональное использование недр	88
5.2 Сведения о неактивных запасах.....	88
6 ОБЪЕКТЫ ГОРНОГО И ВСПОМОГАТЕЛЬНОГО ПРОИЗВОДСТВА	90
6.1 Здания и сооружения горного и вспомогательного производства	90
6.1.2 Котельная установка	91
6.1.2.1 Склад угля	92
6.1.2.2 Отвал золы.....	93
6.1.3 АЗС (контейнерного типа).....	93
6.2 Инженерные системы и коммуникации	94
6.2.1 Воздухоснабжение потребителей подземного комплекса	94
6.2.2 Водоснабжение потребителей подземного комплекса. Шахтный водоотлив..	94
6.2.2.1 Водоснабжение и пожаротушение рудника	95
6.2.2.2 Шахтный водоотлив	95
6.2.2.3 Комплекс пруда накопителя.....	97
7 ПРОИЗВОДСТВЕННАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ	99
7.1 Меры охраны зданий и сооружений от вредного влияния подземных разработок	99
7.2 Производственная безопасность и охрана труда	99
7.3 Противопожарные мероприятия	102
7.3.1 Поверхностные и подземные склады противопожарных материалов	102
7.3.2 Подземное пожаротушение	103
8 ГЕНЕРАЛЬНЫЙ ПЛАН И ОРГАНИЗАЦИЯ ТРАНСПОРТА	107
8.1 Решения и показатели по генеральному плану	107
8.2 Решения по расположению инженерных сетей и коммуникаций	108
8.3 Транспорт	108
8.3.1 Технологические автомобильные дороги	109
8.3.2 Организация грузоперевозок.....	109
11 ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ	111
11.1 Общие сведения.....	111
11.2 Источники электроснабжения и характеристика электрических нагрузок рудника	111
11.3 Электроснабжение.....	113

11.4 Электроосвещение.....	113
11.5 Мероприятия по безопасной эксплуатации электроустановок	115
12 АВТОМАТИЗАЦИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ	117
12.1 Основные функции диспетчерской службы	117
12.2 Системы автоматизации	117
13 СВЯЗЬ И СИГНАЛИЗАЦИЯ	118
13.1 Виды сигнализации	119
Список нормативно-технической документации.....	120

Приложения:

Приложение А – Расчет вентиляции месторождения Манка.

Приложение Б – Расчет главного водоотлива.

Приложение В – ПДМ Talpa LH 217.

Приложение Г – Календарный график добычи руды и металлов.

Приложение Д – Календарный график горно-капитальных работ.

Приложение Е – Расчет электрических нагрузок подземного рудника.

Перечень графических материалов

№ п.п.	Наименование чертежей	Номера чертежей
1	2	3
Горно-геологические работы		
1	Общие данные	КНП-2024-ГГ Лист 1
2	Геологическая карта месторождения	КНП-2024-ГГ Лист 2
3	Продольная проекция на вертикальную плоскость месторождения Манка	КНП-2024-ГГ Лист 3
4	Продольная проекция на вертикальную плоскость жила Мощная	КНП-2024-ГГ Лист 4
5	Продольная проекция на вертикальную плоскость жила Шеелитовая	КНП-2024-ГГ Лист 5
6	Продольная проекция на вертикальную плоскость жила Секущая 2	КНП-2024-ГГ Лист 6
7	Продольная проекция на вертикальную плоскость жила Соседняя	КНП-2024-ГГ Лист 7
8	Геологический разрез по профилю 3	КНП-2024-ГГ Лист 8
9	Геологический разрез по профилю 11	КНП-2024-ГГ Лист 9
10	Геологический разрез по профилю 12	КНП-2024-ГГ Лист 10
Подземный комплекс		
11	Общие данные	КНП-2024-ПР Лист 1
12	План поверхности	КНП-2024-ПР Лист 2
13	Схема вскрытия	КНП-2024-ПР Лист 3
14	План горизонта плюс 735 м	КНП-2024-ПР Лист 4
15	План горизонта плюс 785 м	КНП-2024-ПР Лист 5
16	План горизонта плюс 835 м	КНП-2024-ПР Лист 6
17	План горизонта плюс 875 м	КНП-2024-ПР Лист 7
18	План горизонта плюс 905 м	КНП-2024-ПР Лист 8
19	План горизонта плюс 945 м	КНП-2024-ПР Лист 9
20	План горизонта плюс 975 м	КНП-2024-ПР Лист 10
21	План горизонта плюс 1005 м	КНП-2024-ПР Лист 11
22	План горизонта плюс 1055 м	КНП-2024-ПР Лист 12
23	План горизонта плюс 1105 м	КНП-2024-ПР Лист 13
24	План автотранспортного уклона №1	КНП-2024-ПР Лист 14
Подземный комплекс		

№ п.п.	Наименование чертежей	Номера чертежей
1	2	3
25	План автотранспортного уклона №2	КНП-2024-ПР Лист 15
26	План автотранспортного уклона №3	КНП-2024-ПР Лист 16
27	Схема вентиляции	КНП-2024-ПР Лист 17
28	Система разработки с магазинированием руды	КНП-2024-ПР Лист 18
29	Система разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков	КНП-2024-ПР Лист 19
30	Система разработки с торцевым выпуском руды	КНП-2024-ПР Лист 20
31	Сечения ГКР, ГПР и ГНР	КНП-2024-ПР Лист 21
32	Крепление сопряжений	КНП-2024-ПР Лист 22
33	Раздаточная камера ВМ до 1000 кг	КНП-2024-ПР Лист 23
Горно-механические подземные установки		
34	Общие данные	КНП-2024-ГМП Лист 1
35	Схема водоснабжения +735 м	КНП-2024-ГМП Лист 2
36	Схема водоснабжения +785 м	КНП-2024-ГМП Лист 3
37	Схема водоснабжения +835 м	КНП-2024-ГМП Лист 4
38	Схема водоснабжения +875 м	КНП-2024-ГМП Лист 5
39	Схема водоснабжения +905 м	КНП-2024-ГМП Лист 6
40	Схема водоснабжения +945 м	КНП-2024-ГМП Лист 7
41	Схема водоснабжения +975 м	КНП-2024-ГМП Лист 8
42	Схема водоснабжения +1005 м	КНП-2024-ГМП Лист 9
43	Схема водоснабжения +1055 м	КНП-2024-ГМП Лист 10
44	Схема водоснабжения +1105 м	КНП-2024-ГМП Лист 11
45	Схема водоотлива	КНП-2024-ГМП Лист 12
46	Главный водоотливной комплекс гор. +875 м	КНП-2024-ГМП Лист 13
47	Главный водоотливной комплекс гор. +875 м. Разрез А-А, Б-Б	КНП-2024-ГМП Лист 14
48	Схема гидравлическая главного водоотлива гор. +875 м	КНП-2024-ГМП Лист 15
49	Главный водоотливной комплекс гор. +735 м	КНП-2024-ГМП Лист 16
50	Главный водоотливной комплекс гор. +735 м. Разрез А-А, Б-Б	КНП-2024-ГМП Лист 17
Горно-механические подземные установки		

№ п.п.	Наименование чертежей	Номера чертежей
1	2	3
51	Схема гидравлическая главного водоотлива гор. +735 м	КНП-2024-ГМП Лист 18
52	Здание главной вентиляторной установки АВМ-28	КНП-2024-ГМП Лист 19
53	Установка лифтового подъемника ЛГР-1, ОР- 140-4	КНП-2024-ГМП Лист 20
54	Установка лифтового подъемника ЛГР-1, ОР- 130-5	КНП-2024-ГМП Лист 21
55	Инструментальная кладовая	КНП-2024-ГМП Лист 22
56	Камера аварийного воздухообеспечения (КАВС)	КНП-2024-ГМП Лист 23
57	Склад ППИМ	КНП-2024-ГМП Лист 24
58	Камера ожидания	КНП-2024-ГМП Лист 25
59	Камера подземной биоборной	КНП-2024-ГМП Лист 26
Генеральный план и сооружения транспорта		
60	Общие данные	КНП-2024-ГТ Лист 1
61	Сводный план площадок и инженерных сетей	КНП-2024-ГТ Лист 2
Электроснабжение		
62	Общие данные	КНП-2024-ЭС Лист 1
63	Схема электроснабжения	КНП-2024-ЭС Лист 2

ВВЕДЕНИЕ

«План горных работ месторождения Манка подземным способом» разработан ТОО "ГРК "Manka".

Данная работа выполнена на основании представленных запасов месторождения Манка, утвержденных протоколом ГКЗ РК «2434-22-У от 10.06.2022 г.

Настоящим Планом горных работ предусматривается, произвести расчет календарного графика добычи, календаря строительства (объемы горно-капитальных, а также период строительства подземных объектов). Производительность рудника 144 тыс. тонн руды в год

При составлении Плана горных работ учтен объем горных выработок, пройденных ранее, выполнен выбор и обоснование параметров системы разработки, параметров буровзрывных работ, производительности технологического оборудования. На технологических процессах бурения и заряжания применяется самоходное и переносное оборудование, на погрузке и транспортировании руды и породы предусмотрено использование самоходного оборудования.

Схемой вскрытия предусмотрены автотранспортный и транспортно-вентиляционный уклон, проходимый с поверхности, этажные доставочные выработки, вентиляционные и механизированные восстающие на флангах рудных тел и камерные выработки для вентиляции, электроснабжения и водоотлива.

В данном проекте приведены краткие описания действующих объектов и технологические решения по энергообеспечению рудника, а также проектные решения по проектируемым зданиям и сооружениям.

Выполнен расчет технико-экономической эффективности проекта.

1 ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ

1.1. Существующее состояние горных работ.

Месторождение открыто старателями в 1926 году. Отрабатывалось с 1929 по 1955 года. Как кварцжильное с золотосульфидным оруденением, несущим свободное самородное золото. Всего на месторождении насчитывается более 130 кварцевых жил и прожилков. Главными объектами отработки являлись жилы Манка, 3-я Секущая, Горцеховская, частичной – жилы Параллельная, Вакс, 126, выборочной – Мощная, Соседняя, Августовская. Все они северо-западного 320-3500 простирания.

Главным объектом отработки являлась жила Манка, отработанная до уровня грунтовых вод (талвег реки Бас-Теректы) шестью горизонтами штолен с забутовкой отработанного пространства. Золото извлекалось на местной фабрике методами гравитации и амальгамации. Хвосты технологического процесса, включая золотосульфидно-теллуридную часть, сбрасывались в реку Бас-Теректы в связи с дефицитом площадки для строительства хвостохранилища.

Разведочные работы по жиле «Манка» велись с опережением эксплуатации на один горизонт, но позднее, когда квершлагные штольни сильно удлинялись – стали отставать, и в итоге к 1955 годам вся разведанная часть жилы Манка оказалась почти отработанной до горизонта 255 м, в то время как фланги жилы, а также фланги других жил не разведывались и не отрабатывались.

Жила «Секущая» отработана до горизонта 205 м (абсолютная отметка +835 м) и большей частью до горизонта 255 м (абсолютная отметка +785 м).

Полностью отработана в интервале горизонтов 205-255 м слепая жила «Горцеховская».

Месторождение за время его эксплуатации с 1929 по 1955 годы выработано штольнями до горизонта 255 метра. Северо-западная часть рудного поля осталась неразведанной и не отрабатывалась вообще.

В настоящее время месторождение законсервировано, и с момента консервации рудника в 1955 год никаких геологоразведочных работ на нем не производилось. Всего с 1930 по 1955 года было пройдено 26 квершлагных штолен. Длина выработок не превышала 500 метров (штольня 20). Каждая штольня вскрывала на один этаж при высоте этажа 40-50 метров.

Общая протяженность проведенных горных выработок превышает 11 км, а площадь отработанного пространства составила более 130 тыс. м². Жилы, в основном, отрабатывалась потолкоуступной системой с применением распорного крепления, а на верхних горизонтах частично применялась система отработки наклонными слоями с закладкой и магазинированием.

Жила Манка вскрыта 12-ю штольнями и двумя шахтами. Из штолен пройдены штреки общей длиной 1720 м. Сечение штолен 2х2,2 м, штреков 2х2. Кроме штреков пройдено много восстающих и гезенков. Выработки более чем на 50% обрушены или забучены.

С северо-запада жилу обрезают большое смещение, амплитуда которого не установлена. Разведочный штрек, пройденный на северо-запад на 42 м, вошел во второе смещение и был остановлен. Юго-восточный конец жилы, спускаясь к ключу Манка переходит в рудный шов и теряется в толще сланцев. Редкие выходы на правом берегу ключа Манка подтверждают продолжение рудной трещины.

До 1938 года жила отработывалась в основном из штолен (7-10), которые пройдены со стороны ключа Манка и скрывают жилу с лежащей стороны. Заложенная в 1932 году штольня №8 на 253 м вскрыла жилу Манка, рудное тело в месте вскрытия было смещено и раздроблено. При продвижении штрека на северо-запад на расстоянии 20 м мощность жилы не превышала 0,15 м. Далее на северо-запад мощность жилы стала увеличиваться до 0,5 м.

Изученность жил по падению (рудник Манка) почти на 200 м (до горизонта шт. №8) не показала заметного уменьшения содержаний золота в руде с увеличением глубины. Наличие золотоносных кварцевых жил почти на уровне реки Теректы (жилы «Горцеховская» и «Строичеховская») с промышленным содержанием золота еще раз косвенно подтверждает, что содержания золота с глубиной по жилам «Манка» и «Секущая» останутся в пределах промышленных.

С 1952 года было введено магазинирование руды, но по ряду причин, в частности, из-за отступления от проекта отработки – возникли затруднения с выпуском руды, которая в ряде блоков так и осталась не выпущенной.

В 2020 году согласно «Плана разведки» разработанного ТОО «Георесурс Инжиниринг» были начаты работы по проходке горных выработок с целью выявления потенциально перспективных на промышленное золотое оруденение участков Манкинского рудного поля.

В настоящее время на стадии геологоразведочных работ, рудные тела вскрываются и подготавливаются автотранспортным уклоном, этажными транспортными штреками и вентиляционно-ходовыми восстающими, служащими для подачи свежего воздуха.

С северо-восточной части месторождения Манка с отметки +835 м засечена штольня №19 с переходом в северо-западный штрек, оборудованная порталом. Далее от северо-западного штрека пройден транспортно-вентиляционный уклон до отметки +785 м.

Транспортно-вентиляционный уклон предназначен для транспортировки горной массы, доставки оборудования и материалов на горизонты и подэтажи, а также служит для выдачи поступающего в шахту воздуха и в качестве основного выхода на поверхность. По мере углубления уклона, из него выбиваются высечки на рудных подэтажах. По всем транспортным выработкам через каждые 25 метров устраиваются ниши безопасности.

На отметки +875 м также была пройдена и восстановлена штольня №8 с переходом в транспортный штрек, далее горизонтальные горные выработки и сбойкой с вентиляционно-ходовым восстающим с горизонта 205 м (абсолютная отметка +835 м).

1.2 Исходные данные для проектирования

Основными исходными данными для проектирования являются:

- проектные решения ранее выполненных проектных работ в период с 2020 года;
- запасы по состоянию на 01.01.2026 г.

2 ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ И ПРИРОДНЫЕ УСЛОВИЯ РАЙОНА

Месторождение Манка расположено в Курчумском районе Восточно-Казахстанской области. Географически район месторождения принадлежит юго-восточной части Южного Алтая, в непосредственной близости с границей Китайской Народной Республики. Ближайший населенный пункт село Теректы, находится в 8 км к юго-западу. Наиболее крупный ближайший населенный пункт, город Зайсан, расположен в 150 км от села Теректы. До районного центра села Курчум – 260 км. Общее расстояние от участка работ до города Усть-Каменогорск – 560 км по дорогам с твердым покрытием. Ближайшая железнодорожная станция имеется в городе Алтай, расстояние проезда до которого составляет около 400 км. Ближайшая пристань находится на реке Черный Иртыш у села Буран, расположенного на расстоянии 90 км от месторождения.

В орографическом отношении большая часть района представляет собой совокупность вытянутых в юго-восточном направлении хребтов и кряжей с округлыми вершинами. В районе можно выделить две зоны: Южную, представляющую собой пенеппенизированную горную часть с абсолютными высотами 500-800 м и северную – сильно расчлененную с абсолютными отметками 1000-1500 м. Месторождение Манка относится к северной зоне. Расположено оно на правом берегу горной реки Бас-Теректы. Рельеф местности характеризуется очень интенсивной расчлененностью. Наибольшая высотная отметка месторождения – 1137,7 м. тогда как уровень реки Бас-Теректы находится на высоте 782 м. Данные особенности рельефа обусловили штольневую методику разведки и отработки.

Главные реки района – Бас-Теректы, Орта-Теректы и Усть-Теректы берут начало на высотах 1-1,5 км и впадают в реку Алкабек – приток Черного Иртыша. Все они текут в юго-восточном направлении, долины их имеют каньонообразный характер с углами склонов бортов до 70°. На юге реки выходят из узких каньонов в широкие корытообразные долины.

Растительность района разнообразная. Долины рек и их притоков покрыты зарослями шиповника, встречается тополь и лиственница, редко – ель, береза. Растительность водоразделов представлена, большей частью, карагайником.

Животный мир обычный для степных районов. Здесь водятся зайцы, волки, сурки и другие мелкие грызуны. Встречается также лесная фауна: медведи, рыси, россомахи.

Климат района резко-континентальный с сухим жарким летом и холодной зимой. Температура воздуха летом достигает +39°C, зимой опускается до -42°C.



Рисунок 2.1 - Обзорная карта района. Масштаб 1:5000 000

Плотность населения низкая, сосредоточено оно большей частью в селах Теректы, Урунхайка, Успенка, а также в более мелких населенных пунктах – Караой, Архиповка и другие. Основное занятие населения – отгонное скотоводство. В районе имеется возможность для найма неквалифицированной рабочей силы.

Ближайший действующий рудник в районе расположен в 45 км к западу от Манкинского месторождения. Рудник отрабатывает медные руды Карчигинского месторождения открытым способом.

Район месторождения обеспечен доступными ресурсами воды, строевого леса и строительных материалов: бутовый камень, песок, гравий, глина, известняк. В соседнем Зайсанском районе имеются месторождения угля и горючих сланцев, которые в настоящее время отрабатываются.

Ближайший источник электроэнергии – подстанция в селе Теректы.

Учитывая развитую сеть шоссейных и грунтовых дорог, экономические условия развития месторождения Манка можно считать благоприятными.

3 ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ СТРОЕНИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ, ЗАПАСЫ И ХАРАКТЕРИСТИКА РУД

3.1 Краткая геологическая характеристика месторождения

3.1.1 Геологическое строение месторождения

По совокупности минералого-геохимических, структурных и морфологических признаков, месторождение Манка относится к золотокварцевому малосульфидному геолого-промышленному типу. Подавляющее большинство рудных скоплений представлено золотоносными кварцевыми жилами с сульфидной составляющей. Общее содержание сульфидов не превышает, как правило, 5%.

Золотокварцевые жилы месторождения залегают в небольшом штоке гранитов площадью около 0,4 км² и, в некоторых случаях, выходят за его границы во вмещающие породы. Рудные жилы имеют четкие геологические границы, что позволяет уверенно их оконтуривать. Промышленно-значимое оруденение за пределы геологических границ жил не распространяется.

Рудовмещающий гранитный шток, при размерах в плане около 400х550м, вытянут в северо-западном направлении по азимуту 320°. По данным бурения отмечается встречное падение юго-западной и северо-восточной плоскостей контактов интрузии, что свидетельствует о сужении штока на глубине около 600м до ширины около 140-150 м. На этих глубинах также возможно изменение его падения с субвертикального на юго-западное.

Вмещающими для гранитного штока породами является толща пугачевской свиты ранне-среднедевонского возраста, относимых к известково-терригенной формации. Толща свиты сложена известковыми, углеродистыми, кремнистыми алевролитами и алевропелитами, в переслаивании с песчаниками. К северо-востоку от месторождения, примерно в 500 м, в составе свиты довольно широко представлены известняки, образующие линзующиеся горизонты мощностью от первых десятков до сотен метров. Породы свиты подвергнуты катагенезу и региональному метаморфизму, отвечающему низкотемпературной фации зеленых сланцев. В связи с этим терригенные породы преобразованы в филлиты и сланцы, а известняки мраморизованы.

Интрузивные образования на месторождении представлены позднекаменноугольной гранодиорит-плагиогранитовой формацией, образующей Манкинский массив с его дайковой серией, пояс даек плагиогранит-порфиоров, реже диоритовых порфиритов, прослеживающихся в северо-западном направлении через всю площадь участка. По аналогии с соседними районами возраст данных пород, вероятно, соответствует возрасту Кунушского комплекса. Структурный план участка месторождения определяется развитием крутой линейной складчатости, осложненной складчатостью более высоких порядков вплоть до плейчатости. Разрывные нарушения представлены небольшими по масштабу разрывами, развитыми, как правило, на контактах разных по составу породных блоков. Дайковый пояс, возможно, контролируется крупным разломом глубинного заложения.

Золотое оруденение Манкинского месторождения представлено серией золотосодержащих кварцевых жил. Всего известно более 20 жил, локализованных, большей частью, внутри гранитного штока, и лишь в некоторых случаях, выходящих

за его пределы. Совокупность жил, контролируемых Манкинским гранитным штоком и образуют, собственно говоря, Манкинское жильное поле площадью 0,4 км² или месторождение Манка. Расположенные в 2-2,5 км к северо-востоку и к северу золотоносные жилы «Известковистая» и «Майская» контролируются контактом известняковой и терригенной толщ и образуют, по сути, уже самостоятельные объекты.

Большинство жил образуют северо-западную систему с азимутом простирания 320-325°. Падение их юго-западное, под углами 65-85°. Исключением является жила «Манка», ограничивающая жильное поле с юго-запада, падение ее крутое (75-80°) к северо-востоку. Кроме этой, основной системы, ряд жил, выполняющих сближенную систему трещин, имеют простирание близкое к субмеридианальному, азимут их простирания около 355° до 360° и падение к западу под углами 65-70°. К этой системе относятся небольшие по размерам жилы: Секущая III, Вакс (131), жила №129, жила №132 и жила №134. Скорее всего они являются оперяющими жилы Мощная, являющейся одной из наиболее крупных на объекте.

К ведущим жилам месторождения относятся жилы: Манка, Шеелитовая, Секущая, Секущая II, Соседняя, Горцеховская, Мощная. Из них лишь жила Манка считается полностью отработанной до нижнего штольневой горизонта (горизонт 255 м по глубине, или 785 м по абсолютной отметке). Остальные жилы отрабатывались в небольших объемах, фрагментарно, а жила Мощная не отрабатывалась вовсе.

В процессе работ 2020-2021 года подземными выработками разведывались жилы: Шеелитовая, Секущая, Секущая II, Соседняя и Мощная. Усредненные параметры жил по данным горных работ приведены в таблице 3.1.

Таблица 3.1 - Сведения о параметрах разведываемых жил

Наименование жил	Протяженность по простиранию, м	Мощность, м			Угол падения, град	Содержания золота, г/т		
		от	до	Средняя		от	до	среднее
Шеелитовая	120	0,40	2,1	1,2	75	3,7	41,5	19,7
Секущая II	110	0,25	1,2	0,3	75	1,6	67,5	28,5
Секущая	60	0,25	1,2	0,3	75	1,2	6,5	3,0
Соседняя	90	0,25	1,2	0,3	75	2,9	11,85	6,1
Мощная	380	0,50	2,3	1,5	88	2,0	15,0	8,0

Все перечисленные в таблице 3.1 рудные жилы (рудные тела) представлены единым природным типом руд – золотоносными кварцевыми жилами с сульфидной вкрапленностью. Главным нерудным минералом является кварц, к второстепенным нерудным относятся: карбонаты (в основном кальцит), серицит, хлорит, альбит, реже турмалин, биотит и апатит. Из рудных наиболее распространены: пирит, арсенопирит, галенит, халькопирит, сфалерит, блеклая руда, золото; к второстепенным относятся – нагиагит, шеелит, марказит, пирротин; редко встречаемые – молибденит, алтаит, калаверит, сильванит, сульфосоли серебра, серебро самородное, кубанит.

Кварц. Наиболее крупные кварцевые жилы, такие как Мощная, Шеелитовая и другие имеют глыбовое строение. В их строении обычно принимают участие несколько разновидностей кварца. Наиболее распространен крупнозернистый, молочно-белый, катаклазированный кварц (кварц I). К более поздней генерации

относится среднезернистый серый кварц, развитый в виде прожилок по трещинам или на стыке зерен кварца I. Кварц III – серый, халцедоновидный, тонкозернистый. Развит по трещинам в кварце I и II и в зальбандах жил.

Карбонаты представлены редко встречающимся анкеритом и более распространенным кальцитом в кварцевых жилах. В заметных скоплениях кальцит отмечается в пострудных разрывах, смещающих кварцевые жилы.

Пирит является самым распространенным рудным минералом на месторождении. Помимо кварцевых жил, он широко развит и во вмещающих жилы породах (песчаники, граниты, сланцы). В кварцевых жилах пирит составляет от десятых долей до 3%. Представлен в основном кубическими кристаллами, размером от долей до 5-6 мм. В пирите нередко отмечаются дисперсные включения золота.

Арсенопирит ассоциирует обычно с пиритом, по сравнению с последним встречается гораздо реже, в виде игольчатых кристаллов.

Халькопирит в кварцевых жилах наблюдается довольно часто, хотя и в небольших количествах. Обычно он образует срастания с блеклой рудой и золотом.

Сфалерит образует в кварцевых жилах неправильные угловатые выделения в ассоциации с халькопиритом и блеклой рудой.

Галенит в кварцевых жилах иногда образует гнезда почти мономинерального состава размером до 3-5 см чаще же он выполняет незначительные по размерам трещины в кварце или развивается по периферии агрегатов пирита. Нередко в галените отмечаются теллуриды золота, серебра и золото.

Блеклые руды представлены теннантитом и тетраэдритом (Н.Н. Бородаевский, 1956 г). Теннантит образует неправильные выделения размером до 2-3 мм в ассоциации с халькопиритом. Тетраэдрит чаще наблюдается в ассоциации с галенитом. Как в теннантите, так и в тетраэдрите отмечаются выделения теллуридов зачастую идиоморфного облика. В зоне окисления блеклые руды замещаются халькозином, лимонитом, купритом и малахитом.

Из теллуридов в кварцевых жилах присутствуют: тетрадимит, калаверит, нагиагит, сильвенит, петцит и алтаит.

Из вторичных минералов в зоне окисления повсеместен лимонит, реже отмечаются малахит, ковеллин, азурит, церуссит, англезит.

Самородное золото обычно встречается в виде мелких, размером в доли мм, выделений. Наиболее заметные его скопления ассоциируют с блеклой рудой, нагиагитом и тетрадимитом. Тесная связь золота с сульфидами и теллуридами являлась, видимо, основной причиной низкой его извлекаемости в период отработки месторождения до 1955 года.

Единственным полезным компонентом кварцево-жильных тел Манкинского месторождения является золото. Содержания серебра по данным пробирного анализа (<г/т) и только в единичных пробах устанавливаются содержания в первые граммы на тонну. По данным спектрального анализа руд, содержания таких элементов, как Pb, Zn, Cu не превышают значений $n \cdot 10^{-30}\%$, содержания Mo, W, Sn, V устанавливаются на уровне чувствительности анализа.

По данным Старова В.И. (Старов В.И. и др., 1969 г.) при образовании рудных тел месторождения Манка выделяются три основных стадии рудообразования.

Первая стадия характеризуется образованием основной массы кварца (Кварц I) с пиритом, молибденитом и шеелитом. В конце стадии выделяется незначительная часть арсенопирита и золота. Внешне первая стадия рудообразования проявилась в локализации довольно мощных кварцевых жил в гранитном штоке.

Во вторую рудную стадию, которой предшествовали довольно значительные тектонические подвижки, вызвавшие смещения жил кварца, выделилась большая часть сульфидов. В начале этой стадии продолжал интенсивно выделяться пирит, в меньшей степени – халькопирит. В данную стадию выделилась основная масса свободного золота, что подтверждается наиболее частыми находками видимого золота в ассоциации именно с минералами второй стадии. Продуктами третьей стадии являются: тетраэдрит, галенит и все теллуриды золота и серебра. Эта стадия минералообразования охватывала довольно большой промежуток времени. В кварцевых жилах отмечаются пострудные значительные смещения, но продуктов гидротермальной деятельности после образования сульфидов не устанавливается.

Таким образом, золото, являясь сквозным элементом рудных растворов, отлагалось в течении всего периода рудообразования, хотя, как и на многих других золоторудных месторождениях наиболее продуктивной является одна, в данном случае вторая, стадия рудообразования.

Месторождение Манка можно отнести к типичным гидротермальным золоторудным объектам с многостадийной локализацией рудных скоплений.

3.2 Стратиграфия и литология

Нижний палеозой нерасчлененный (Pz1). Отложения, относимые к нижнему палеозою, занимают большую часть площади. Они представлены однообразной толщей, в различной степени мигматизированных кристаллических сланцев. Макроскопически – это серые, зеленовато-серые, темно-зеленые, бурые и розовато-серые породы, смятые в мелкие складки, до пloyчатости, которая подчеркивается тонкими прожилками и линзами кварц-полевошпатового и слюдисто-кварц-полевошпатового (гранитового) материала, создающими их корявую, рубчатую поверхность. Сланцы визуальнo разделяются по составу на слюдистые, хлорит-слюдистые, слюдисто-кордиеритовые, слюдисто-карбонатные, а также амфибол-полевошпат-эпидотовые, амфиболовые сланцы и амфиболиты. Характеризуемые образования разделены на две толщи, нижнюю и верхнюю.

Нижняя толща (Pz11) изучена в детальном разрезе, где отмечается, что в связи с напряженной мелкой складчатостью, видимая мощность толщи не менее чем в 5 раз превышает истинную. Мощность ее по разрезу составила 1190 м, принятая 1000-1200 м.

Основу разреза составляют слоисто-полосчатые, пятнисто-полосчатые и пloyчатые мигматиты, образованные по кристаллическим сланцам. В породах резко выражены полосчатые обособления, представленные либо параллельно ориентированными агрегатами серицита, силлиманита, рутила, углистого вещества, либо кварца и кордиерита. Для разреза нижней толщи обычно присутствие амфиболсодержащих пород залегающих в виде согласных тел, пластов, линз мощностью первые метры и протяженностью первые сотни метров, причем количество этих образований возрастает на уровне месторождений Алкабек и Кара-Кия.

Верхняя толща (Pz12) обнажается только на сравнительно небольшой площади в ядре Ащалинской синклинальной складки. В составе толщи преобладают буровато-розовые карбонат-слюдистые сланцы с подчиненными прослоями слюдисто-кордиеритовых, слюдисто-силлиманитовых, возможно, со ставролитом и дистеном, сланцев. Амфиболсодержащие породы залегают в виде единичных

маломощных линз. Общая мощность толщи составляет 554 м, в целом, принята в 600 м. В разрезе верхней толщи преобладают хлорит-карбонат-слюдистые сланцы, которые под микроскопом имеют лепидогранобластовую, гранобластовую структуру, сланцеватую, полосчатую и мелкоплойчатую текстуру. Породы полосчатые за счет чередования серицит-хлорит-рутил-лейкоксеновых и кварц-карбонат-хлорит-серицитовых полосчатых обособлений.

На северо-востоке площади отмечаются нижнепалаозойские метаморфические сланцы, идентичные вышеописанным - биотит-плагиоклаз-кварцевые, биотит-мусковит-эпидот-кварц-хлоритовые сланцы по песчаникам и алевролитам, с гранатом, кордиеритом, ставролитом. Данные отложения выделены более поздними исследованиями (Чирко О.М., Майоров В.Н., 1986 г.) в джанды-карагайскую свиту (02-3). На геологической же карте масштаба 1:500000 (Стучевский Н.М., Ермолов П.В., 1970 г.) отражены как породы живетского яруса, представленные серицит-хлорит-кварцевыми, карбонат-серицит-хлорит-кварцевыми сланцами по глинистым и кремнисто-глинистым алевролитам и песчаникам. Современная увязка на стыке листов в районе месторождения Манка отсутствует.

Пугачевская свита (D1-2 pg). Отложения пугачевской свиты распространены в центральной части площади и разделены на две подсвиты - нижнюю и верхнюю.

Отложения нижней подсвиты (D1-2 pg1) представлены субритмичным переслаиванием голубовато-серых песчаников и зеленовато-серых алевролитов, которые вблизи контакта с гранитным массивом Кой-Тас превращены в биотитовые и кордиеритовые роговики. Последние представляют собой слюдистые сланцы, образованные по песчаникам и алевролитам. Структура пород бластопсаммитовая и бластоалевролитовая, наложенная лепидобластовая и лепидогранобластовая, текстура сланцеватая и мелкоплойчатая.

Отложения верхней подсвиты (D1-2 pg2) образованы полимиктовыми и вулканомиктовыми песчаниками, глинистыми алевролитами, серо-зелеными глинистыми сланцами (филлитами), с линзами мраморизованных известняков и прослоями темно-зеленых и фиолетовых сланцев в верхней части. Мощность отложения нижней подсвиты более 400 м, верхней - около 1000 м. Контакты с отложениями нижнего палеозоя тектонические.

Мезокайнозойская группа отложений. Отложения мезокайнозоя мощным чехлом покрывают юг описываемой территории. Лежат они на сложно построенной мезозойской (верхнемеловой) коре выветривания. Разрез коры по данным бурения (Навозов О.В., Щелко А.П.) снизу-вверх, выглядят следующим образом:

- каменный элювий на выветрелых палеозойских породах. Мощность 1-5 м;
- глинистый структурный элювий с сохранившейся структурой материнских пород. Мощность 1-50 м;
- глинистый элювий с почти полностью утраченной структурой первичных пород. Мощность 2-25 м;
- отбеленный, часто пестроцветный бесструктурный глинистый элювий, характеризующийся полным окислением железистых минералов с бурыми охрами. Мощность 1-10 м.

Выше коры выветривания залегают мезокайнозойские осадки представленные, снизу-вверх, северозайсанской, турангинской и тузкабакской свитами.

Севорозайсанская свита (K2 -P22sz). Отложения севорозайсанской свиты с нечетким размывом ложатся на кору выветривания и выходят на эрозионный срез в районе села Теректы. Начинается разрез свиты с разнозернистых песков, светло-серых, кварцевых, частично глинизированных, с включением гравия, гальки (до 30%). Мощность песков от 6 до 18 м, Остальная часть свиты представлена пестроцветными глинами, часто аргиллитоподобными, с маломощными прослоями и линзами разнозернистых песков с гравийными обломками аргиллитов и алевролитов. Мощность глинистого разреза колеблется от 5 до 70 м.

Турангинская свита (P22tg). С небольшим размывом отложения турангинской свиты, в основном, горизонтально, залегают на осадках севорозайсанской свиты и занимают на юге района значительные площади. Основная часть свиты песчано-глинистая с буровато-серой, светло-серой, белой окраской. Общая мощность свиты достигает 80 метров.

Тузкабакская свита (P31tk) залегает согласно на отложениях турангинской свиты. На описываемой площади большей частью размыта и сохранилась только в отдельных местах (район села Теректы). Свита представлена, в основном глинами шоколадно-серыми, зелеными, зеленовато-серыми, часто с бурыми пятнами. Наблюдаются прослои гравеллитов, грубозернистых кварцевых песчаников, алевролитов, линзы песков, гравия, гальки. Общая мощность от нескольких до 80 метров.

Четвертичные отложения - имеют довольно значительное распространение, особенно в предгорной части, где перекрывают более древние породы. Для них характерны невыдержанность по мощности и разнообразие состава. По возрасту они отнесены к средне - верхнечетвертичным (Q2-3), верхнечетвертичным (Q3), верхнечетвертичным - современным (Q3-4) и современным. (Q4).

3.3 Магматизм и тектоника

Район проектных работ характеризуется значительным распространением интрузивных пород и подобных им метаморфитов ультраосновного, основного, среднего и кислого составов.

Ультраосновные породы встречаются в виде нечетко выраженных поясов даек небольшой мощности субширотного простирания в южной части площади. Породы среднего-основного состава слагают массив Кос-Каин (Южный), а также пояса даек северо-западного простирания среди осадочных пород. Датирование возраста интрузивных образований весьма условно и определено лишь относительно возраста вмещающих их пород (который также установлен не четко), а также по аналогии с соседними районами, где возраст подобных интрузий определен радиологическими методами.

Принята следующая схема магматизма:

- 1) Прииртышский комплекс метаморфизованных основных и ультраосновных пород (σ , τ , δ , $\gamma\delta Pz$).
- 2) Комплекс мигматитов и анатектических гранитов (γ , $\gamma Pz3$).
- 3) Комплекс реоморфических гранитов калбинского облика ($\gamma P1-2$).

Для района характерны ассоциации пород средне-основного и кислого состава. Основные породы распространены в виде оторочек вокруг гранитных массивов, в виде тел неправильной формы внутри гранитных массивов, а также в виде скиалитов в гранитах на всей площади их распространения. Контакты этих

образований выражены нечетко, чаще расплывчаты или постепенны, метаморфические преобразования в большей мере проявлены в основных породах, но и кислые породы не соответствуют по своему облику и химизму нормальным интрузивным породам. Вероятно, эти особенности и являются причиной отнесения кислых и основных пород, то к одному (Конников 1963-1966 гг., Назаров 1969-71 гг., Ротараш 1979 г.), то к различным (Иванов 1956-59 гг., Рабинович 1958-61 гг.) интрузивным комплексам. Макроскопически породы основного состава аналогичны метабазитам массива Кос-Каин. Они темно-зеленого цвета, мелкозернистые, чаще массивные, гранитизированы. Малые тела и дайки пород основного состава распространены среди метаморфических сланцев нижнего палеозоя. Они близки по составу, внешнему облику, характеру и степени изменения, а также другим характеристикам и аналогичны метабазитам массива Кос-Каин. Среди кристаллических сланцев нижнего палеозоя эти породы распространены в виде поясов даек северо-западного и субширотного простирания в районе месторождений Алкабек (среднее течение р. Чет-Теректы), Кара-Кия (нижнее течение р. Ащалы) и в экзоконтакте гранитного массива Кос-Каин.

Однако, не менее вероятно, что среди них залегают столь же глубоко метаморфизованные интрузивные породы основного состава. Четких границ эти тела не имеют, поэтому они не откартированы. Наличие же в них реликтовых пойкилофитовых гипидиоморфнозернистых структур, амфибол-плагиоклаз-сфен-магнетитовый состав, широкий диапазон изменения магнитной восприимчивости и плотности дают основание относить часть амфиболитов к дайкам и малым телам основного состава прииртышского комплекса. В северном и южном экзоконтактах гранитного массива Кос-Каин прослежены два нечетко выраженных пояса даек серпентинитов, образованных, вероятно, по ультраосновным породам. Это плотные, вязкие, темные до черных, на свежем сколе и голубовато-зеленые на поверхности выветривания, породы. Они слагают единичные дайки мощностью первые метры и протяженностью 100-200 метров, которые в целом, составляют узкие пояса субширотного простирания, согласные основному простиранию пород.

По петрохимическим параметрам эти породы приближенно соответствуют амфиболовым перидотитам и лерцолитам (по Дели), отмечаясь крайне низким содержанием щелочей.

Комплекс магматитов и анатектических гранитов включает широко распространенные, разнообразные по форме, но близкие по составу продукты, мощно проявленного процесса плагиогранитизации. Последний проявлен в виде разнообразных мигматитов, малых изометричных и дайкообразных тел гранитоидного состава, а также образованием относительно крупных массивов, причем все эти морфоформы характеризуются постепенными переходами, как между собой, так и к вмещающим их породам. Интенсивность процесса проявлена по-разному, и в определенной степени зависит от состава вмещающих пород, их возраста и положения в структурах района.

Описываемые образования наиболее распространены в осевой подзоне Иртышской структурно-фациальной зоны, включающей метаморфические сланцы нижнего палеозоя. Здесь откартированы площади развития различных типов мигматитов, а также гранитные массивы - Северо-Ащалинский, Ащалы и Кос-Каин.

Кристаллические сланцы нижнего палеозоя мигматизированы повсеместно. Широко, практически по всей площади, распространены слоисто-полосчатые и плейчатые мигматиты. Мигматиты представляют собой маломощные слойки и

линзы, состоящие из кварц-полевошпатового или слюдисто-кварц-полевошпатового материала. Слойки (микролитоны) смяты в мелкие складки (до плейчатости) вместе с вмещающими их сланцами, подчеркивая сложный рисунок микроскладчатости и образуя "корявую" поверхность обнажений.

Площадь района расположена в южной части Иртышской структурно-фациальной зоны. В формировании структур этого района намечается три этапа, проявленные в образовании, соответствующих им структурных этажей:

1. Ранний - каледонский; 2. Средний - герцинский, который включает два структурных подэтажа: нижний, эфельско - живетский и верхний, среднекаменноугольно-нижнемезозойский; 3. Поздний этап относится к альпийскому времени.

Нижнепалеозойские (каледонские) складчатые сооружения обнажаются в осевой части крупного Курчумо-Кальджирского антиклинория. Они образованы метаморфитами, нижнего палеозоя, которые занимают большую часть района и имеют тектонические контакты с герцинскими структурами. Эти структуры образованы, преимущественно, осадочными породами, с подчиненным количеством в нижней части разреза, возможно, вулканитов основного состава. Основная структура каледонского этажа, Ащалинская синклиналь, осложняет осевую часть антиклинория. Ядро ее выполнено карбонат содержащими осадками верхней толщи нижнего палеозоя, крылья - отложениями нижней толщи. Складка имеет северо-западное простирание и погруженный к юго-востоку шарнир. Размах крыльев составляет около 30 км, падение их - 40-50°, хотя наложенная впоследствии мелкая складчатость создает видимость более крутых падений.

От герцинских сооружений образования нижнего палеозоя отделены разломами северо-западного простирания, Кызыл-Ащалинским в центральной части площади и Приреченским на ее юго-западе, причем последний долгое время был выражен в виде барьерного поднятия.

Герцинский структурный этаж сформировался на крыльях нижнепалеозойского складчатого сооружения. Нижний подэтаж охватывает отложения эфельского и живетского ярусов. Отложения эфеля распространены в центральной и северной части площади, причем на них накладываются впоследствии, не только процессы регионального метаморфизма, но и контактовые изменения, связанные с внедрением гранитов массива Кой-Тас. Для эфельских осадочных пород характерны мелкие складчатые формы.

В живетское время вдоль юго-восточного барьера нижнепалеозойских образований происходило накопление мощной толщи осадков живетского яруса за пределами западной и восточной рамок площади, без видимого перерыва и с постепенными изменениями условий. Последующие тектонические движения, которые охватили всю изученную площадь, проявились в образовании разломов преимущественно северо-западного простирания в районе месторождений Алкабек, вдоль р. Ащалы и т.п. К этому времени относится усиление магматической активности, подъем базальтоидной магмы, формирование массивов основных пород и поясов даек основного и ультраосновного состава, вдоль тектонических нарушений. Вероятно, со среднекаменноугольного времени начинает проявляться поздний этап герцинского тектогенеза, проявленный в формировании гнейсо-мигматитового комплекса Иртышской зоны смятия. Тепловые процессы этого времени охватили огромную территорию и проявились в образовании зональных метаморфических комплексов с последующей плагиогранитизацией. Характерной

особенностью пород нижнего палеозоя, метаморфизованных в условиях амфиболитовой фации, является широкое развитие мелкой складчатости и значительное разнообразие складчатых форм. Здесь широко распространены различные виды дисгармоничной складчатости, внутрипластовые, шевронные, изоклинальные, с размахами крыльев от первых десятков метров до плейчатости и углами между крыльями от 50 до 20°.

Плагииогранитизация, также как и региональный метаморфизм накладывается на все породы, хотя интенсивность этого процесса неоднородна.

Альпийский этап тектогенеза проявился в широком развитии разрывной тектоники. Общей чертой для вновь образованных и подновленных тектонических нарушений является их четкое проявление в рельефе и на аэрофотоснимках.

На территории описываемого района выделено две системы разломов альпийского этапа — это Алкабекская и Кара-Киинская зоны разломов.

Алкабекская зона разломов субширотного простирания, имеет северное падение и прослежена в районе одноименного золоторудного месторождения. Она состоит из серии субпараллельных нарушений, хорошо прослеживающихся в рельефе, по смещению метаморфизованных толщ и зон гранитизации с амплитудой до 1 км, что указывает на относительно позднее ее проявление. Разломы этой зоны сопровождаются повышенной трещиноватостью с жильным выполнением. Причем, часть жил, локализуемых в амфиболосодержащих толщах и порфиробластовых мигматитах - золотоносна.

Кара-Киинская зона разломов, расположенная в средней части площади, аналогична Алкабекской. К ней приурочено золоторудное проявление Северо-Ащалинское, месторождения Кара-Кия и Этна. Зона разломов сопровождается оперяющими нарушениями юго-восточного простирания. Шовный разлом зоны хорошо прослеживается в рельефе и сопровождается параллельной ему трещиноватостью с общим падением на север.

Кроме описанных разрывных нарушений, на площади дешифрируются многочисленные линейные и дуговые линеаменты, которые не нашли прямого геологического подтверждения.

3.4 Особенности геологического строения месторождения

Описание геологического строения месторождения дается, в основном, по отчету Бородаевского Н.И. "Геология и перспективная оценка месторождений Манка и Алкабек на Южном Алтае", 1956 г.

Месторождение Манка приурочено к небольшому, изометричной формы, штоку гранитов (площадью 0,25 км²), прорывающему толщу интенсивно дислоцированных осадочных пород - песчаников и глинистых, частью, серицит-хлоритовых сланцев. Общее направление слоистости и совпадающей с ней сланцеватости осадочных пород - северо-западное (320-330°), падение на северо-восток под углом 70-80°. В общей толще выделяются узкие зоны повышенного рассланцевания того же простирания.

Преобладающее значение в разрезе имеют песчаники и сланцы, в которых заключены отдельные, часто мощные пачки известняков. Падение пластов в общем однообразное - на восток, только местами наблюдаются участки с крутым западным падением, указывающие на наличие второстепенных складок. Толща осадочных

пород на месторождении относится к пугачевской свите, и составляет антиклинальную складку, вытянутую в северо-западном направлении.

Граниты Манкинского штока прорывают восточное крыло антиклинали и представлены, в основном, равномерно раскристаллизованными биотитовыми и двуслюдяными гранитами светло-серого цвета.

Толщу, вмещающих манкинский шток пород, прорывают дайки фельзит- и гранит-порфиров, имеющие азимут падения северо-восток 50° и углы падения $50-80^\circ$, единичные дайки имеют обратное юго-западное падение. Мощность даек невелика и составляет обычно 0,5-2,0 м, протяженность 1-2 км, редко 4 и более километров. Наибольшее распространение получили дайки кислого состава, фельзиты и гранит-порфиры.

На прилегающих участках к северо-западу и юго-востоку от штока отмечено большое количество кварцевых жил и даек фельзитов и гранит-порфиров, образующих в совокупности пояс северо-западного простираия. Элементы залегания даек и жил совпадают с элементами залегания систем жильных трещин в штоке и а также с направлением некоторых систем трещин отдельности в гранитах. Очевидно, это указывает на сравнительно древнее образование последних.

Структурную позицию Манкинского месторождения определяет положение его в экзоконтактовой зоне Кой-Тасского гранитного массива. Манкинское месторождение находится в зоне смятия, по контакту между песчаниковой и сланцево-песчаниковой пачками, внутри широкого пояса рудоносных даек фельзитов и гранит-порфиров. Немаловажным фактором является различие физико-механических свойств пород штока гранитов и вмещающих пород, вследствие чего, жильные трещины отчетливее проявилась в контуре интрузии и менее отчетливо - в осадочных породах.

3.5 Инженерно-геологические условия разработки месторождения

В целях изучения инженерно-геологических условий отработки месторождения проводились специализированные геологические маршруты и отбор проб для изучения физико-механических свойств вмещающих пород и руд. Всего было выполнено 12 км маршрутов.

В подземных условиях отобраны пробы по всем разновидностям пород, слагающих рудовмещающий комплекс, и по рудным образованиям. Всего было отобрано и испытано в лабораторных условиях 4 пробы.

Рельеф поверхности относится к интенсивно расчлененному типу рельефа; максимальная отметка площади месторождения - 1137,7 м, минимальная – 740,0 м, при этом значительная часть поверхности представлена скальными выходами. Особенности рельефа предопределяют, в целом, общие инженерно-геологические особенности разреза, основными чертами которого являются:

- крайне незначительное развитие рыхлообломочного комплекса пород, представленного маломощным (до 0,2-0,3 м) чехлом элювиально-делювиальных образований, развитых локально на склонах или в понижениях рельефа;
- крайне незначительное развитие процессов выветривания вмещающих пород и кварцево-рудных тел, вследствие чего разрез месторождения представлен исключительно скальным комплексом грунтов.

Таким образом, скальный комплекс предопределяет, в целом, инженерно-геологические характеристики разреза месторождения. Вмещающий комплекс

пород представлен гранитами и терригенными породами (в основном песчаниками), рудоносный комплекс – кварцевыми жилами и измененными (березитизированными) образованиями.

На основании результатов испытаний и петрографических характеристик вмещающих пород и руд составлена сводная таблица горнотехнологических их свойств, согласно существующих классификаций (таблица 3.5.1). По данным таблицы, вмещающие породы и руды отвечают по степени крепости довольно крепким и крепким породам, коэффициент крепости f по Протодяконову составляет для руды – 5, для вмещающих пород от 5 до 9.

По опыту проведения горных работ до 1955 года, породы и руды не обладают способностью к самовозгоранию, не наблюдались такие осложняющие инженерно-геологические факторы, как оползневые явления и горные удары. Трещиноватость горного массива умеренная и развита в значительной степени лишь в зонах тектонических нарушений, что вызывало необходимость в данных случаях крепление горных выработок. При горных работах отмечалась ранее, и в период 2019-2021 гг, крайне низкая обводненность выработок.

Таким образом, условия залегания рудных тел, высокая крепость пород и руд и их устойчивость, отсутствие явных осложняющих инженерно-геологических факторов позволяют вести отработку месторождения подземным способом.

Совокупность всех вышеприведенных факторов позволяет оценивать инженерно-геологические условия разработки месторождения Манка как простые.

Таблица 3.5.1 - Плотностные и упругие свойства пород и руд

№ проб	Тип горных пород и руд	Плотностные свойства			Упругие свойства (динамический метод)			
		Истинная плотность (удельный вес) г/см ³	Плотность (объемный вес) г/см ³	Пористость, %	Модуль упругости Ед*10 ⁻⁴ , МПа	Коэфф. Пуассона, м	Модуль сдвига Gг*10 ⁻⁴ , МПа	Объемный модуль упругости Kg*10 ⁻⁴ , МПа
1-ФТС-2021	Кварцевая золотосодержащая руда	2,64	2,62	0,66	3,11	0,12	1,39	1,37
2-ФТС-2021	Граниты Манкинского штока	2,75	2,73	0,85	3,34	0,12	1,49	1,47
3-ФТС-2021	Граниты измененные (березитизированные)	2,68	2,66	0,66	2,5	0,10	1,14	1,05
4-ФТС-2021	Песчаники метаморфизованные	2,79	2,77	0,79	3,37	0,12	1,50	1,49

Таблица 3.5.2 - Прочностные свойства пород и руд

№ проб	Тип горных пород и руд	Прочность при одноосном сжатии				Прочность при одноосном растяжении		Угол внутр. трения, град. К хр	Сцепление С, МПа
		В воздушно-сухом состоянии		В водонасыщенном состоянии	Коэф. Размягчаемости, Кр	В воздушно-сухом состоянии			
		Предел прочности, Мпа От-до	Коэф. Крепости, f	Предел прочности, Мпа От-до		Предел прочности, Мпа От-до	Коэфф. хрупкости		
1-ФТС-2021	Кварцевая золотосодержащая руда	<u>30-115</u> 53	5	<u>25-86</u> 41	0,78	<u>5-19</u> 11	5	27	16
2-ФТС-2021	Граниты Манкинского штока	<u>35-71</u> 55	6	<u>37-70</u> 52	0,94	<u>5-11</u> 7	8	35	15
3-ФТС-2021	Граниты измененные (березитизированные)	<u>21-93</u> 45	5	<u>23-33</u> 26	0,59	<u>3-12</u> 6	7	34	13
4-ФТС-2021	Песчаники метаморфизованные	<u>59-134</u> 78	9	<u>37-160</u> 71	0,91	<u>9-29</u> 18	4	24	25

3.6 Гидрогеологические особенности месторождения

В соответствии со схемой гидрогеологического районирования территории Республики Казахстан, площадь месторождения Манка относится к Восточно-Зайсанской группе бассейнов пластовых вод третьего порядка (IX-1А-2).

Геоморфологически месторождение Манка находится на возвышенности с максимальной абс. отм. 1137,7 м. Максимальная отметка месторождения (ж. Мощная) – 1125 м.

С юга возвышенность ограничивается долинами водотоков, представленных р. Бас-Теректы и ее правым притоком – ручьем Верхние Теректы.

С северо-запада и северо-востока от месторождения рельеф повышается и достигает на водоразделе абсолютных отметок 1500-1600 м.

Расположенный примерно в 400 м к востоку водоток реки Бас-Теректы имеет высоту над уровнем моря около 740 м, т. е. превышение максимальной отметки месторождения над долиной водотока составляет около 380 м.

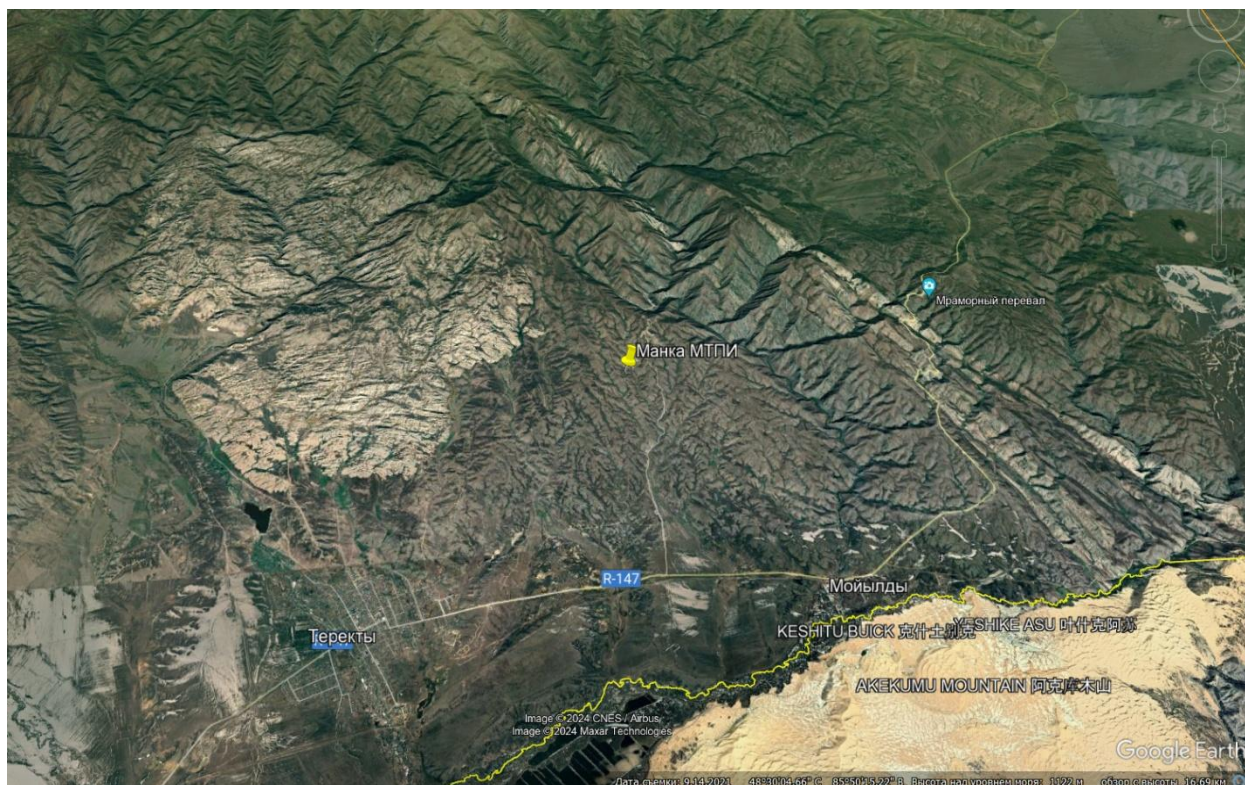


Рис. 3.6.1 - Обзорная google-карта расположения участка работ

Такие особенности рельефа создают благоприятные условия для естественного дренирования подземных трещинных вод месторождения в сторону долины реки Бас-Теректы, пополняя, наряду с притоком ручья Верхние Теректы ее водный баланс. Такое движение подземных вод подчиняется в районе общему уклону местности и направлено с севера на юг.

В геолого-литологическом строении территории участвуют породы палеозоя (D2pg), представленные метаморфизованными алевролитами, различной степени выветрелости (от сильновыветрелых до слабовыветрелых). В понижениях и логах перекрыты они четвертичными делювиальными отложениями средне-

интенсивности и размеров. Преобладающее направление трещин совпадает с направлением простираения пород.

Средой для накопления и транзита подземных вод служит литогенетическая и тектоническая трещиноватость, кливаж, усиленные в зоне гипергенеза процессами выветривания. Глубина проникновения эффективной трещиноватости (зоны выветривания) по данным глубоких геологоразведочных скважин и геофизических исследований в среднем прослеживается до глубины 30м, ниже трещины чаще всего заполнены глинистым материалом, либо залечены кальцитом и кварцем.

Глубина залегания грунтовых вод данного комплекса пород может меняться от 0,0 до нескольких десятков метров, увеличиваясь от подошвы склонов к водоразделам. Колебания уровня грунтовых вод зависят от водности года. Амплитуда колебания уровня трещинно-грунтовых вод в паводковый период (апрель – май 2021 года) по данным режимных мониторинговых исследований ТОО "ГОК "Манка" по водозаборной скважине №№ ГГ-1 составляет 1,10 м.

Водообильность трещинного водоносного горизонта крайне неоднородна и зависит от степени их литогенетической, экзогенной и тектонической трещиноватости.

По результатам проведенных в глубоких инженерно-геологических скважинах пробных откачек фильтрационные параметры трещинной водоносной зоны оцениваются следующими значениями: дебиты скважин составляют 0,56-1,12 $\text{дм}^3/\text{с}$ при понижениях уровня воды 10,5-28,0 м; удельные дебиты скважин: 0,040-0,075 $\text{дм}^3/\text{с}/\text{м}$. Коэффициенты фильтрации зоны трещиноватости оцениваются величинами: 0,212-1,02 м/сут, среднее значение – 0,567 м/сут. Данные величины свидетельствуют, что породы в зоне выветривания обладают слабой водообильностью и характеризуются невысокими фильтрационными показателями.

Возможно более водообильными являются разломы и трещинные зоны, однако ввиду ограниченной емкости трещинной среды существенных запасов подземных вод в пределах глубинных тектонических нарушений на месторождении не образуется.

Движение подземных вод происходит по преобладающему направлению трещиноватости с учетом общего уклона рельефа.

Конечным базисом эрозии и, соответственно, дренирования трещинных вод является долина р. Бас-Теректы. Основная часть месторождения находится выше местного базиса эрозии.

Ввиду неглубокой расчлененности рельефа, разгрузка водоносного горизонта в пределах рассматриваемого района проявляется слабо и неравномерно с расходами, в основном, не превышающими 0,15-1,0 $\text{дм}^3/\text{с}$. При сильной расчлененности рельефа возможна полная сдренированность подземных вод, что, в сущности, и отмечается в условиях Манкинского месторождения.

В низкогорье воды пугачевской свиты пресные, с минерализацией 0,2 -0,4 г/л, по химическому составу преимущественно гидрокарбонатно-сульфатные. В среднегорье воды обычно ультрапресные с минерализацией 0,04-0,1 г/л, гидрокарбонатно-кальциевые.

3.6.1 Расчет прогнозных водопритоков в шахтное поле

При эксплуатации месторождений оценка прогнозного водопритока очень важна для построения гидрогеологических моделей, правильного подбора насосного оборудования, исключения возникновения аварийных ситуаций в виде внезапного выброса воды, критического затопления горных выработок.

Существует несколько методов, позволяющих оценить прогнозный водоприток в горные выработки (численное моделирование, аналитический, гидродинамический и др.). На практике для получения более достоверной информации используют несколько методов.

По условиям влагообеспеченности территория месторождения относится к зоне недостаточного увлажнения. Атмосферные осадки, количество их, сроки выпадения обуславливают питание поверхностного и подземного стока, а в конечном итоге величину естественных ресурсов подземных вод. По количеству годовых осадков за период 1937-2020 гг. самыми экстремальными по максимуму осадков были 2012 г. (обеспеченность 0,7% (1542,7 мм) и 2013 г. (обеспеченность 2% (881,2 мм). По запасам снега самым благоприятным был 2013 г. (1394,4 мм), в 2012 г. зимние осадки составили всего 13 % от годовых.

Высота снежного покрова колеблется от 15 до 60 см.

Сумма месячных и годовых осадков и испарений по МС Теректы

Показатель	Январь	Февраль	Март	Апрель	Май	Июнь	Июль	Август	Сентябрь	Октябрь	Ноябрь	Декабрь	Всего
Осадки, мм	24.6	22.2	30.5	18.4	31.6	35.1	49.3	34.5	31.9	44.4	46.2	35,8	404.4
Испарения, мм				76.0	127.0	156.0	194.0	173.0	108.0	64.0	17.0		915.0

В пределах рассматриваемой территории месторождения Манка естественные ресурсы подземных вод формируются, главным образом, за счет трещинных вод верхней наиболее выветрелой зоне палеозойских пород, которые, исходя из геоморфологических условий и петрографического состава пород залегают до глубины 30-40 метров. Рассматриваемый бассейн расположен в среднегорной части горного Алтая (абс. отметки поверхности изменяются от 900 м до 136 м, средний уровень составляет около 1150 м) с довольно незначительным количеством атмосферных осадков. Величина модуля подземного стока – 1,0 дм³/с с 1 км², водосборная площадь составляет – 3,0 км².

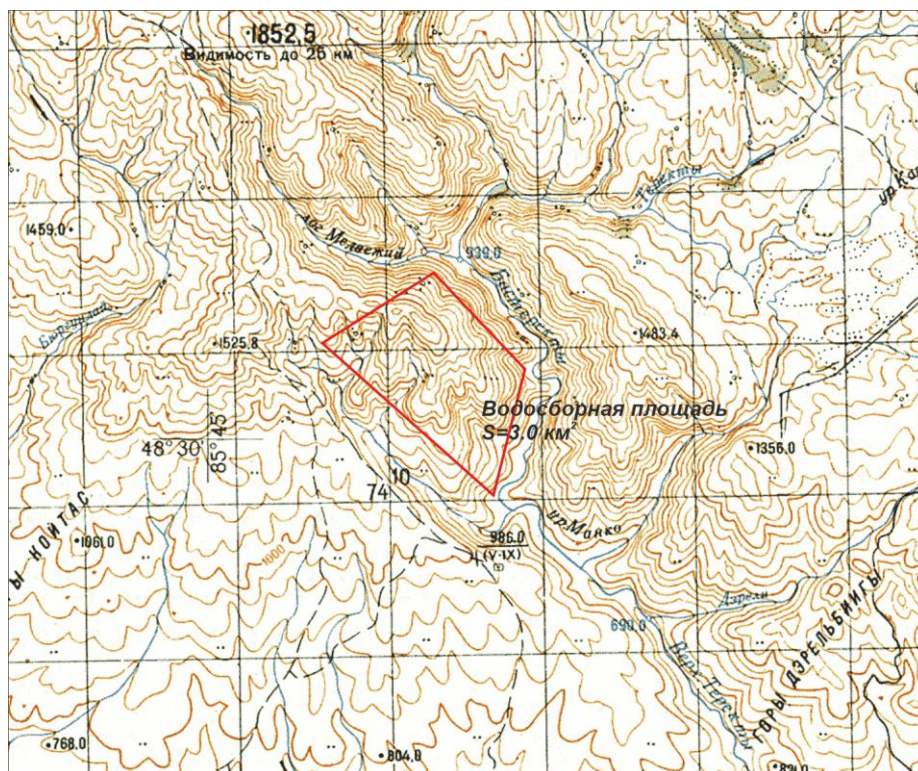


Рис.3.7.3 - Водосборная площадь месторождения Манка

Территория месторождения является водоразделом реки Бас-Теректы и ручья Верхние Теректы. Рельеф интенсивно расчлененный, скальные породы обнажены или прикрыты рыхлыми образованиями незначительной мощности. Местными базами эрозии являются долины вышеуказанных рек с максимальной глубиной эрозионного вреза 740 м.

В обводнении горных выработок будут принимать участие трещинные воды зоны выветривания скальных пород и тектонических трещин, их естественные запасы и ресурсы. Важным фактором обводнения месторождения являются атмосферные осадки.

В силу геоморфологических особенностей расположения месторождения, имеются практически идеальные условия для дренажа подземных вод на интервале высот от 1125 до 740 м, т. е. на глубинах от 0,0 до 300 м. Роль естественных запасов, из-за отсутствия крупных открытых трещин, пустот, полостей, в формировании шахтного водоотлива, будет весьма ограничена.

По опыту горных работ до 1955 года и в период 2020-2021 годов водоприток в выработках практически отсутствовал до горизонта 250 м (780 м по абс. отметке) (в пределах распространения подземных вод трещинно-грунтового типа); иногда, в зонах повышенной трещиноватости, отмечался умеренный и слабый капеж, который со временем иссякал.

При проходке автотранспортного уклона с горизонта 205 м на горизонт 255 м, начиная с отметки 250 м в выработках появился водоприток, оцениваемый, по гидрогеологическим наблюдениям, в 10 м³/час, или 240 м³/сут. Водоприток, вероятнее всего, является следствием дренажа подземных вод трещинно-жильного типа (не имеющих единой уровенной поверхности и локализующиеся в локальных зонах трещиноватости) и его интенсивность будет в той или иной мере сохранена до уровня реки Бас-Теректы, т. с. до глубин 300 м (отм. 740 м), затем, до глубины 305

м (отм. 735 м), возможно его незначительное повышение. Увеличение притока воды в горные выработки будет происходить исключительно за счет инфильтрации талых вод и дождей.

Карстовых пустот и скоплений природных вод в этот период не наблюдалось.

По степени сложности и трудности промышленного вскрытия и эксплуатации месторождение Манка можно отнести к 1-ой группе с простыми гидрогеологическими условиями:

- месторождение расположено выше местного базиса эрозии;
- в геологическом строении принимают участие исключительно трещиноватые породы: алевролиты, прикрытые с поверхности незначительной мощности четвертичными рыхлообломочными, слабо и локально обводненными отложениями;
- подземные воды имеют постоянный источник питания (атмосферные осадки), однако в районе месторождения и непосредственно на рудном поле отсутствуют благоприятные геологоструктурные условия для накопления естественных запасов;
- постоянные водопритоки в шахтные стволы обычно незначительны и могут достигать 10-20 м³/час, общие водопритоки в систему горных выработок на руднике могут составлять величины порядка 30-50-100 м³/час;
- все это обуславливает весьма простые условия вскрытия и эксплуатации месторождения и не требуют разработки специальных мероприятий.

Учитывая, что основным источником питания подземных вод является инфильтрация атмосферных осадков, определим объем водопритока за счет естественных ресурсов. При полной отработке месторождения площадь депрессионной воронки будет равна водосборной площади данного участка и составит 3,0 км². Депрессия по периметру (на юго-востоке) достигнет долин речки Бас-Теректы и кл. Манкинский (базиса эрозии). Приведенный радиус влияния депрессионной воронки при этом составит 1,056 км.

На момент окончания проходки системы разведочных выработок средний приток воды в рудник составит $1,0 \text{ л/с} \cdot 3,0 \text{ км}^2 = 3,0 \text{ л/с}$ или 10,8 м³/час.

Величина модуля подземного стока в период весеннего паводка может достигать величины 1,5-2,5 л/с с 1 км², тогда максимальный объем водопритока в рудник в период паводка будет составлять $2,5 \cdot 3,0 = 7,5 \text{ л/с}$ или 27,0 м³/час.

Приток воды 27,0 м³/час будет наблюдаться в период снеготаяния и интенсивных дождей продолжительностью примерно 15-50 суток в году.

Увеличение объема водопритока будет происходить постепенно при вскрытии новых горизонтов на глубину и по площади: от существующего 10,0 м³/час до прогнозного 27,0 м³/час. При этом верхние горизонты будут постепенно осушаться за счет сработки естественных запасов, так как постоянный источник питания отсутствует.

В результате дренирования подземных вод в горные выработки рудника (шахтный водоотлив) произойдет изменение естественного уровнённого режима трещинно-жильных вод на площади с радиусом, предположительно, до 1100 метров.

Также следует учесть, что на стадиях предварительной и детальной разведки месторождения изучается естественный и слабонарушенный режим подземных вод. В то же время именно на основе оценки гидрогеологических условий на стадии разведки принимаются основные решения по технологии вскрытия и эксплуатации месторождения, осушению шахтного и карьерного полей. На базе, получаемой в

ходе разработки месторождения гидрогеологической информации, прогнозы подлежат корректировке.

3.6.2 Рекомендации по дальнейшему мониторингу состояния геологической среды

В подземных горных выработках проводятся следующие виды гидрогеологических и инженерно-геологических работ: наблюдения за деформациями выработок; наблюдения за водопритоками в подземные горные выработки и за шахтным водоотливом; наблюдения за химическим составом подземных и загрязненностью шахтных вод; наблюдения при бурении разведочных и опережающих скважин; гидрогеологическая съемка; специальные наблюдения.

Наблюдения за деформациями горных выработок проводятся визуально в процессе проходки горных выработок и подземной гидрогеологической съемки. При проведении наблюдений должны регистрироваться и описываться все случаи деформаций, в том числе образование сколов и вывалов, обрушения кровли и стенок горных выработок, случаи горных ударов и внезапных выбросов породы, прогибание и куполение кровли и т.д. Наблюдения за устойчивостью горных пород в горных выработках долины увязываться с наблюдениями за обводненностью, характером и скоростью выветривания пород, их трещиноватостью и закарстованностью, а также за горно-техническими условиями разработки месторождения.

Наблюдения за водопритоками осуществляются при проходке и эксплуатации стволов, горно-капитальных и подготовительных выработок, на участках ведения очистных работ. В число объектов наблюдений также включаются разведочные и опережающие скважины, расположенные непосредственно в горных выработках.

Замер интенсивности капежа из кровли горных выработок производится с помощью переносного уловителя. При сосредоточенном капеже производится оконтурившие участка и замер интенсивности капежа на нем.

Суммарные водопритоки по участку или горизонту определяются по водоотводным канавам поплавковым методом или с помощью водоотливов.

Частота замеров водопритоков устанавливается в каждом конкретном случае в зависимости от степени динамичности водопритоков, сложности гидрогеологической обстановки на данный период эксплуатации месторождения и мероприятий по защите горных выработок от подземных вод, в тоже время частота замеров не должна быть реже 1-3 раза в месяц. На отдельных участках (опасных по прорывам подземных вод) частота замеров может увеличиваться до 10 и более раз в месяц. Такие участки, как правило, назначаются исходя из общих гидрогеологических условий и связаны с близостью зон тектонического дробления, поверхностных водотоков и водоемов.

На участках прорывов подземных вод в горные выработки должны быть немедленно организованы наблюдения: за водопритоками; за составом, количеством и крупностью выносимого в выработку материала (визуально и путем отбора с проб для определения содержания взвесей); за водопритоками на соседних участках; за уровнем подземных вод по наблюдательным скважинам в районе прорыва; за качественным составом вод прорыва, путем отбора проб на химический анализ

На основе наблюдений за водопритоками в горные выработки:

- дается оценка влияния обводненности на производительность работы горного оборудования;
- осуществляется оценка суммарного поступления воды в шахту и определение его составляющих по отдельным участкам;
- устанавливаются закономерности изменения водопритоков от природных и искусственных факторов (геологической структуры, карста, тектонических нарушений, наличия на выходах пластов водоемов и водотоков и т.д.);
- оцениваются расчетные параметры водоносных горизонтов;
- разрабатываются мероприятия по защите горных выработок от влияния подземных вод;
- оцениваются расчетные параметры шахтного водоотлива;
- дается оценка влияния обводненности на устойчивость горных выработок;
- прогнозируются участки, опасные по прорывам подземных вод, и разрабатываются мероприятия по их предотвращению.

3.7 Запасы месторождения

3.7.1 Параметры промышленных кондиций

Параметры промышленных кондиций согласно утвержденному протоколу № 2434-22-У заседания ГКЗ РК от 10 июня 2022 года составляют:

- рудные тела оконтурены в геологических границах кварцево-жильных тел;
- минимальное промышленное содержание золота в подсчетном блоке – 1,9 г/т;

- минимальное содержание золота в блоке забалансовых руд – 1,1 г/т;

Подсчитанные запасы по сумме $C_1 + C_2$ составили:

Руда – 612,2 тыс тонн,

Золото – 4660,4 кг,

Среднее содержание – 7,61 г/т;

Серебро – 1,09 тонн, со средним содержанием 1,8 г/т.

3.7.2 Состояние запасов месторождения Манка по протоколу ГКЗ РК № 2434-22-У

Оценка прогнозных ресурсов выполняется по Центральной части месторождения, включающей в себя все основные жилы, такие как Манка, Шеелитовая, Секущая, Соседняя и др. Кроме того, в оценку вовлечена зона Новая, вскрытая в 2019 году поисковой скважиной № 1 в юго-западной части месторождения. Нижний горизонт оценки ресурсов в том и другом случае составляет 605 м по глубине (435 м по абс. отм.).

Ресурсы Центрального участка определяем методом экстраполяции ниже горизонта подсчёта запасов - гор. 305 м по глубине (735 м по абс. отм.). Возможность экстраполирования на глубину ресурсного потенциала, определённого как сумма подсчитанных и отработанных ранее запасов, подтверждается результатами бурения единичных поисковых скважин. По данным буровых работ до глубин порядка 600 м параметры оруденения (мощность и содержание золота) не имеют тенденции к заметному снижению.

По данным подсчёта и историческим данным по отработке месторождения до 1955 года ресурсы объекта до горизонта 305 м по золоту составят:

$$1820 + 4660 = 6480 \text{ кг}$$

где, 1820 кг - количество добытого золота до 1955 г., кг;

4660 - подсчитанные остаточные запасы золота, кг.

Удельная продуктивность Центральной части месторождения на 1 м по вертикали определяется из соотношения:

$$P_y = 6480 / 180 = 36 \text{ кг}$$

где, 6480 - общие ресурсы Центрального участка до горизонта отработки, кг;

180 - размах оруденения Центрального участка по вертикали, м.

Экстраполируя удельную продуктивность по золоту на глубину 300 м от горизонта подсчёта, получаем:

$$Q = 36 \times 300 = 10800 \text{ кг}$$

При этом среднее содержание в руде принимается 7.61 г/т, т.е. по результатам подсчёта на Центральном участке. Следовательно, объем руды в прогнозных ресурсах составит:

$$P = 10800 / 7.61 = 1419 \text{ тыс. тонн}$$

Прогнозные ресурсы по жиле Новая определяется из следующих параметров:

- протяжённость жилы по простиранию - 200 м;

- протяжённость жилы по падению - 150 м;

- истинная мощность - 1.25 м;

- среднее содержание золота - 10,8 г/т;

- объёмный вес руды - 2.62 м³/т.

Ресурсы жилы определяем прямым счётом:

руда: $P = 200 \times 150 \times 2.62 = 78.6 \text{ тыс.т.}$, принимается 80 тыс. тонн

золота: $Q = 80 \times 10.8 = 864 \text{ кг}$

Таким образом, количество прогнозных ресурсов месторождения Манка, при современном состоянии его изученности, составляют:

руда: $1419 + 80 = 1499 \text{ тыс. тонн}$;

золото: $10800 + 864 = 11664 \text{ кг}$.

Ресурсы квалифицируются по категории Р₁, как полученные путём надёжной экстраполяции ниже горизонта запасов категории С₁ и С₂ для Центрального участка, и оценённые методом прямого счёта для жилы Новая [1].

Таблица 3.7.1 - Состояние запасов месторождения Манка по протоколу ГКЗ РК № 2434-22-У

№№ горизонтов	Категория	Руда, тонн	Содержание, г/т	Золото, кг
135	С1+С2	287 136.61	5.19	1 489.21
165	С1+С2	55 551.53	12.24	680.08
205	С1+С2	76 477.47	9.90	757.50
255	С1+С2	78 964.18	9.49	749.66
305	С2	114 091.50	8.62	983.93
Итого	С1+С2	612 221.29	7.61	4 660.38

3.7.3 Запасы, принятые к проектированию

В 2021-2022 году на месторождении Манка согласно рабочей программе были отобраны технологические пробы из золотосодержащих руд в объеме 24940 тонн со средним содержанием 3,34 г/т и металлом в руде 83,38 кг.

К проектированию принимаются балансовые запасы руд категории C₁+C₂ месторождения «Манка», предусмотренные для подземной разработки.

Запасы, принятые для проектирования, с распределением по категориям и с разбивкой по горизонтам, приведены в таблице 3.7.2.

Таблица 3.7.2 - Состояние запасов месторождения Манка на 01.01.2026 г.

№№ горизонтов	Категория	Руда, тыс.тонн	Содержание, г/т	Золото, кг
135	C1+C2	287.14	5.19	1 489.21
165	C1+C2	51.15	12.78	653.73
205	C1+C2	72.13	10.33	744.91
255	C1+C2	61.51	11.40	701.24
305	C2	114.09	8.62	983.93
Итого	C1+C2	586.01	7.80	4 573.02

4 ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ

4.1 Границы горного отвода

Горный отвод на право пользования недрами для добычи золотосодержащих руд месторождения Манка определен исходя из расположения рудных тел и углу сдвижения при обрабатываемых жил и линз.

Площадь горного отвода оконтурена четырьмя угловыми точками и составляет 0,653233 км².

Горный отвод расположен в Курчумском районе Восточно-Казахстанской области.

Границы горного отвода в плане приведены на чертеже кпн-2024-ПР, лист 2.

4.2 Зона сдвижения

Месторождение Манка разрабатывается подземным способом. Подземная разработка рудных месторождений неизбежно сопровождается деформированием горного массива, а по мере увеличения выработанного пространства процесс сдвижения достигает земной поверхности.

На форму проявления, характер и параметры процесса сдвижения массива пород и земной поверхности влияют основные факторы:

- формы и размеры выработанного пространства;
- глубина отработки;
- углы падения рудных тел и вмещающих пород;
- физико-механические свойства руд и пород;
- системы разработки;
- обводненность месторождения.

Месторождение относится к разряду неизученных по процессу сдвижения горного массива.

В мае 2022 года, сотрудниками ТОО «ВНИИцветмета» были изучены материалы по геологическим и горнотехническим условиям, представленные предприятием ТОО «ГРК «Манка». На основе анализа представленных материалов и нормативных документов по охране сооружений, углы сдвижения для висячего и лежащего боков и по простирацию месторождения Манка составляют $\beta = \beta_1 = 75^\circ$. В наносах и выветрелых коренных породах углы сдвижения приняты одинаковыми во всех направлениях и составляют 45° . Угол обрушения во всех направлениях принят 85° .

Границы зоны опасного влияния подземных разработок определялись с помощью углов сдвижения в соответствии с «Временными правилами охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок месторождений руд цветных металлов с неизученным процессом сдвижения горных пород» и «Технологическим регламентом на опытно-промышленную добычу золотосодержащей руды на рудном поле Манка» [2, 3].

Предполагаемые зоны сдвижения и обрушения отстроены от всех балансовых запасов категории $C_1 + C_2$ по графическим материалам и показаны на продольных проекциях на вертикальную плоскость и геологических разрезах, а также на совмещенном плане поверхности.

Согласно «Временным правилам охраны сооружений...» граница зоны обрушения подлежит обязательному ограждению на местности с установкой предупреждающих знаков. В пределах этой зоны запрещается всякое пребывание людей.

В целях уточнения углов сдвижения необходимо специализированной научно-исследовательской организации разработать «Указания по охране сооружений от вредного влияния горных работ при разработке месторождения Манка».

4.3 Режим работы подземного рудника

Режим работы рудника для подземных работ принят в увязке с работой ОФ, круглогодичный вахтовый, в две смены (с одночасовым межсменным перерывом).

- количество рабочих дней в году – 365;
- количество рабочих смен в сутки – 2;
- количество рабочих часов в смену – 10.

Междусменный перерыв предназначен для проветривания выработок и очистных забоев после взрывных работ.

В рабочие смены производится выпуск, доставка, погрузка и вывозка горной массы из проходческих и очистных забоев, а также бурение шпуров и скважин, крепление горных выработок, прокладка коммуникаций, вентиляционных труб. Ремонтные работы предусматривается производить в пункте технического обслуживания подземной техники и оборудования (профилактический осмотр и ремонт горно-шахтного оборудования и т.д.).

4.4 Производительность и срок существования рудника

Производительность подземного рудника определяем методом Тейлора по сроку существования горного предприятия в зависимости от запасов.

$$T_m \cong (1 \pm 0.2) \cdot 6.5 \sqrt[4]{Q_r / 1000}, \text{ лет}$$

где Q_r - балансовые запасы руды, тыс.т.

Годовая производительность рудника составляет:

$$A_{год} = \frac{Q_r}{T_m}$$

Данное правило обеспечивает приемлемые результаты для расчетов интервала производительности рудника. Результаты расчетов приведены в таблице 4.4.1.

Таблица 4.4.1 - Определение производительности рудника

Запасы Q_r , тыс. т	Срок существования рудника, лет		Производительность рудника, тыс. т в год	
	min	max	max	min
586,01	4,1	5,86	144	100

В соответствии с «Нормами технологического проектирования горнодобывающих предприятий с подземным способом разработки (методические рекомендации)» обязателен при рассмотрении вариант максимально возможной мощности по горнотехническим условиям разработки месторождения [4].

Расчет максимально возможной годовой добычи руды по горнотехническим условиям для крутопадающих залежей выполняется, исходя из величины понижения горных работ на месторождении по формуле:

$$A = \frac{V \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot S \cdot \gamma \cdot K_n}{K_p}, \text{ тыс. т в год}$$

где V – среднее годовое понижение уровня выемки, принимается в зависимости от рудной площади горизонта;

K₁, K₂, K₃, K₄ – поправочные коэффициенты к величине годового понижения в соответствии с углом падения, мощностью рудных тел, применяемыми системами разработки и числом этажей, находящихся одновременно в работе. Из таблицы следует: K₁=1,2; K₂=1,3; K₃=2,0; K₄=1,3;

S – средняя величина рудной площади в этаже при сложной и недостаточно выдержанной форме месторождения определяется по формуле:

$$S_{\text{ср}} = \frac{Q_r}{\gamma \cdot h}$$

где Q_r – геологические запасы рудного горизонта, тонн;

γ = 2,62 т/м³ – удельный вес руды;

h – вертикальная высота этажа, м.

Результаты расчетов приведены в таблице 4.4.2

Таблица 4.4.2 - Расчет горизонтальной площади рудных тел

Рудные горизонты	Распределение запасов, тонн	Расчетная горизонтальная площадь рудных тел, м ²
1105 м	42435,16	170,5
1055 м	189438,44	1446,1
1005 м	13650,53	104,2
975 м	5727,97	72,9
945 м	10394,52	132,2
905 м	25489,98	243,2
875 м	51153	723,1
835 м	72132	1019,6
785 м	61512	869,5
735 м	114091,50	870,9
Средняя расчётная горизонтальная площадь		565,24

K_n, K_p – коэффициенты, учитывающие соответственно потери и разубоживание руды, для принятых вариантов систем разработки:

$$K_n = 1 - \Pi = 1 - 0,080 = 0,920 \text{ и}$$

$$K_p = 1 - P = 1 - 0,200 = 0,800$$

здесь Π и P – соответственно потери и разубоживание в долях единицы.

$$A = \frac{27 \cdot 1,2 \cdot 1,3 \cdot 2,0 \cdot 1,3 \cdot 0,565 \cdot 2,62 \cdot 0,92}{0,8} = 143,5 \text{ тыс.т в год}$$

Учитывая сложность горно-геологических условий разработки месторождения (сближенные рудные тела, тектонические нарушения и т.п.), но при этом благоприятность горнотехнических условий и согласно техническому заданию

на разработку ППР, при этом принимается расчетная годовая производственная мощность рудника $A = 144,0$ тыс. т в год.

4.5 Вскрытие месторождения

Запасы месторождения Манка вскрыты существующими штольнями №19, №8, №11, проектными штольнями №1 (на отметке плюс 1092 м), №2 (на отметках плюс 890 м), механизированными восстающими № 1, № 2 сечением в свету $7,5 \text{ м}^2$, вентиляционным восстающим сечением в свету $6,5 \text{ м}^2$.

В качестве механизированных выходов с горизонтов предусмотрены механизированные восстающие №1, №2, штольни №19, №1, №2 и автотранспортные уклоны №1, 2, 3 с устройством КАВС в районе сбоек с горизонтами.

Существующие штольни №8, №11 исключены из схемы вскрытия, сбойки штолен с горизонтами изолированы.

Существующая штольня №19, предназначена для движения самоходного оборудования, доставки людей, материалов и оборудования, подачи свежего воздуха в горные выработки, используется в качестве механизированного выхода на поверхность.

Штольня №1 (на отметке плюс 1092 м), предназначена для вскрытия верхних горизонтов (плюс 1005 м, плюс 1055 м, плюс 1105 м), движения самоходного оборудования и используется в качестве второго запасного механизированного выхода в аварийной ситуации на поверхность.

Штольня №2 (на отметках плюс 890 м), предназначена для выдачи загрязненного воздуха и выдачи шахтной воды, используется в качестве запасного механизированного выхода в аварийной ситуации на поверхность.

Механизированный восстающий № 1, №2 предназначен для выдачи загрязненного воздуха, является механизированным запасным выходом при аварийном режиме работы подземного рудника.

Вентиляционный восстающий предназначен для выдачи загрязненного воздуха на поверхность.

Водоотливной комплекс представлен двумя насосными главного водоотлива. Первая – проектируемая насосная главного водоотлива на горизонте плюс 735 м, вторая - проектируемая насосная главного водоотлива на горизонте плюс 875 м.

Проветривание горных выработок осуществляется нагнетательным способом по фланговой схеме проветривания. Для подачи воздуха у штольни №19 предусмотрена калориферная для подогрева воздуха в зимний период.

Загрязненный воздух выдается через штольню №2 (на отметке плюс 890 м) и вентиляционный восстающий.

Горизонты вскрываются штреками, квершлагами и ортами.

Транспортировка руды из очистных блоков предусмотрена ПДМ с перегрузкой в автосамосвалы и далее по горизонтам до штольни №19.

Схема вскрытия запасов месторождения Манка приведена на рисунке 4.5.1 и на чертеже кпн-2024-ПР, лист 3.

Планы горизонтов приведены на чертежах кпн-2024-ПР, листы 4-16.

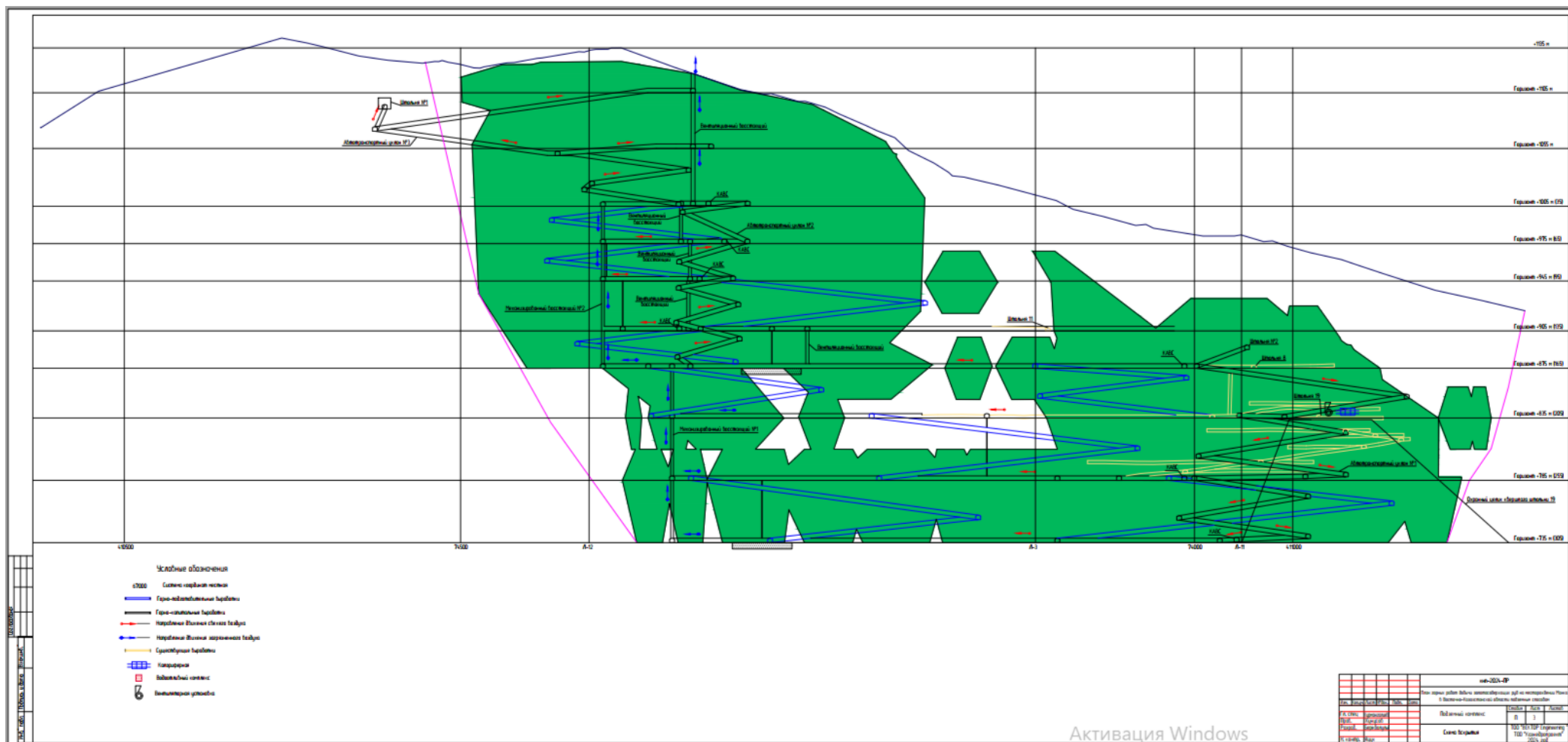


Рисунок 4.5.1 – Схема вскрытия месторождения

4.5.1 Горно-капитальные работы

В соответствии с «Нормами технологического проектирования...» в плане горных работ (ПГР) к горно-капитальным выработкам отнесены стволы, штольни, автотранспортный уклон, вентиляционные и механизированные восстающие, квершлагги, главные откаточные и вентиляционные штреки и камеры общерудничного назначения.

Сечения штреков, автотранспортного уклона, транспортных выработок приняты из условия передвижения по ним самоходного оборудования с учетом скорости передвижения машин и необходимого количества воздуха согласно «Правил обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов...» [5]. Сечения воздухоподающих и воздуховыдающих квершлаггов и штреков проверены на пропуск необходимого количества воздуха. Сечения основных горно-капитальных выработок представлены на чертеже КНП-2024-ПР, лист 21.

Крепление горных выработок приняты в соответствии с «Временный технологический регламент. Крепление горных выработок в условиях месторождения Манка» [6].

Трассы горно-капитальных выработок, а также тип крепи могут быть уточнены заказчиком в зависимости от конкретных горно-геологических условий проходки.

Объем горно-капитальных работ по объектам, необходимых для отработки запасов месторождения приведены в таблице 4.5.1

Таблица 4.5.1 – Объем горно-капитальных работ

Наименование выработок	Длина, м	Сечение, м2 (Спр)	Объем, м3 (Vпр)
1	2	3	4
Горизонт плюс 735 м			
Горизонтальные и наклонные			
Транспортный штрек	413	13,3	5487
Транспортный орт	258	13,3	3853
Сбойка с механизированным восстающим №1	46	13,3	612
Всего по горизонтальным выработкам:			9952
Вертикальные выработки			
Механизированный восстающий №1	50	7,8	390
Всего по вертикальным выработкам:			390
Камерные выработки			
Противопожарные двери			10
Сопряжения С-1, С-2			840
КАВС			149
Водоотливной комплекс			1881
УПП-1			228
Камера разворота			201
Камера подземной биоуборной			31
Камера приема воды			41
Камера ожидания			124
Всего по камерным выработкам:			3505
Итого по горизонту плюс 735 м:			13847
Горизонт плюс 785			
Горизонтальные и наклонные			
Транспортный штрек	451	13,3	5993
Транспортный орт	267	13,3	3552
Сбойка с механизированным восстающим №1	30	13,3	403
Всего по горизонтальным выработкам:			99483
Вертикальные выработки			
Механизированный восстающий №1	50	7,8	390
Всего по вертикальным выработкам:			390
Камерные выработки			
Противопожарные двери			10
Сопряжения С-1, С-2, С-3			1260
КАВС			149
Камера подземной биоуборной			31
Камера перепуска воды			229
Камера приема воды			99
Камера разворота			176
Камера ожидания			124

Наименование выработок	Длина, м	Сечение, м2 (Spr)	Объем, м3 (Vпр)
1	2	3	4
<i>Всего по камерным выработкам:</i>			2078
Итого по горизонту плюс 785 м:			12416
Горизонт плюс 835 м			
Горизонтальные и наклонные			
Транспортный штрек	122	13,3	1621
Расширение квершлага штольни №19	23	13,3	224
Сбойка с механизированным восстающим №1	37	13,3	497
Сбойка с автотранспортным уклоном №1	63	13,3	832
<i>Всего по горизонтальным выработкам:</i>			3174
Вертикальные выработки			
Механизированный восстающий №1	40	7,8	312
<i>Всего по вертикальным выработкам:</i>			312
Камерные выработки			
Противопожарные двери			10
Камера вентиляционных дверей			10
Сопряжения С-1, С-2			840
КАВС			147
Камера подземной биоуборной			30
Камера перепуска воды			93
Камера разворота			201
Камера ожидания			124
<i>Всего по камерным выработкам:</i>			1455
Итого по горизонту плюс 835 м:			4941
Горизонт плюс 875 м			
Горизонтальные и наклонные			
Транспортный штрек	345	13,3	4590
Транспортный орт	98	13,3	1303
Сбойка с механизированным восстающим №1	40	13,3	530
Сбойка с механизированным восстающим №2	19	13,3	246
<i>Всего по горизонтальным выработкам:</i>			6669
Вертикальные выработки			
Механизированный восстающий №2	30	7,8	234
Вентиляционный восстающий	28	5	142
<i>Всего по вертикальным выработкам:</i>			376
Камерные выработки			
Противопожарные двери			10
Камера вентиляционных дверей			10
Сопряжения С-1, С-2, С-3, С-4, С-5			2100
Водоотливной комплекс			1881
Склад ППМ			226

Наименование выработок	Длина, м	Сечение, м2 (Spr)	Объем, м3 (Vпр)
1	2	3	4
Раздаточная камера ВМ до 1000 кг			446
Камера подземной биоуборной			30
Камера приема воды			41
Инструментальная кладовая			196
УПП-1			113
Камера ожидания			119
Всего по камерным выработкам:			5172
Итого по горизонту плюс 875 м:			12217
Горизонт плюс 905 м			
Горизонтальные и наклонные			
Транспортный штрек	536	13,3	7126
Сбойка с автотранспортным уклоном	93	13,3	1242
Сбойка с механизированным восстающим №2	11	13,3	138
Всего по горизонтальным выработкам:			8506
Вертикальные выработки			
Механизированный восстающий №2	40	7,8	312
Вентиляционный восстающий	41	5	203
Всего по вертикальным выработкам:			515
Камерные выработки			
Противопожарные двери			10
Сопряжения С-1, С-2, С-3			1260
КАВС			157
Камера подземной биоуборной			30
Камера приема воды			123
Камера перепуска воды			178
Камера разворота			177
Камера ожидания			124
Всего по камерным выработкам:			2059
Итого по горизонту плюс 905 м:			11080
Горизонт плюс 945 м			
Горизонтальные и наклонные			
Транспортный штрек	70	13,3	937
Сбойка с автотранспортным уклоном №2	18	13,3	245
Транспортный орт	78	13,3	1040
Сбойка с механизированным восстающим №2	19	13,3	249
Всего по горизонтальным выработкам:			2471
Вертикальные выработки			
Механизированный восстающий №2	30	7,8	234
Вентиляционный восстающий	30	5	152
Всего по вертикальным выработкам:			386

Наименование выработок	Длина, м	Сечение, м2 (Spr)	Объем, м3 (Vпр)
1	2	3	4
Камерные выработки			
Противопожарные двери			10
Сопряжения С-1, С-2, С-3			1260
КАВС			147
Камера подземной биоуборной			30
Камера приема воды			95
Камера перепуска воды			64
Камера ожидания			124
<i>Всего по камерным выработкам:</i>			1730
Итого по горизонту плюс 945 м:			4587
Горизонт плюс 975 м			
Горизонтальные и наклонные			
Транспортный штрек	53	13,3	700
Сбойка с автотранспортным уклоном №2	50	13,3	667
Транспортный орт	133	13,3	1765
Сбойка с механизированным восстающим №2	16	13,3	207
<i>Всего по горизонтальным выработкам:</i>			3339
Вертикальные выработки			
Механизированный восстающий №2	30	7,8	234
Вентиляционный восстающий	30	5	152
<i>Всего по вертикальным выработкам:</i>			386
Камерные выработки			
Противопожарные двери			10
Сопряжения С-1			420
КАВС			147
Камера подземной биоуборной			30
Камера ожидания			123
<i>Всего по камерным выработкам:</i>			730
Итого по горизонту плюс 975 м:			4455
Горизонт плюс 1005 м			
Горизонтальные и наклонные			
Транспортный штрек	28	13,3	373
Сбойка с автотранспортным уклоном №3	21	13,3	278
Сбойка с механизированным восстающим №2	11	13,3	151
<i>Всего по горизонтальным выработкам:</i>			802
Вертикальные выработки			
Вентиляционный восстающий	50	6,8	341
<i>Всего по вертикальным выработкам:</i>			341
Камерные выработки			
Противопожарные двери			10

Наименование выработок	Длина, м	Сечение, м2 (Spr)	Объем, м3 (Vпр)
1	2	3	4
Сопряжения С-1, С-2			1260
КАВС			123
Камера подземной биоуборной			29
Инструментальная кладовая			196
Склад ППМ			226
Камера ожидания			147
Всего по камерным выработкам:			1991
Итого по горизонту плюс 1005 м:			3134
Горизонт плюс 1055 м			
Горизонтальные и наклонные			
Транспортный штрек	166	13,3	2204
Всего по горизонтальным выработкам:			2204
Вертикальные выработки			
Вентиляционный восстающий	41	6,8	281
Всего по вертикальным выработкам:			281
Камерные выработки			
Противопожарные двери			10
Камера подземной биоуборной			30
КАВС			147
Всего по камерным выработкам:			187
Итого по горизонту плюс 1055 м:			2672
Горизонт плюс 1105 м			
Горизонтальные и наклонные			
Транспортный штрек	78	13,3	1042
Всего по горизонтальным выработкам:			1042
Камерные выработки			
Камера подземной биоуборной			30
КАВС			157
Всего по камерным выработкам:			187
Итого по горизонту плюс 1105 м:			1229
Автотранспортный уклон №1			
Горизонтальные и наклонные			
Автотранспортный уклон №1	1224	13,3	16281
Камера разворота			2040
Итого по автотранспортному уклону №1:			18321
Автотранспортный уклон №2			
Горизонтальные и наклонные			
Автотранспортный уклон №2	1035	13,3	13772
Камера разворота			510

Наименование выработок	Длина, м	Сечение, м ² (S _{пр})	Объем, м ³ (V _{пр})
1	2	3	4
Итого по автотранспортному уклону №2:			14282
Автотранспортный уклон №3			
Горизонтальные и наклонные			
Автотранспортный уклон №3	600	13,3	7980
Сопряжения С-1, С-2			840
Итого по автотранспортному уклону №3:			8820
ИТОГО по месторождению:			112001

4.5.2 Горно-подготовительные работы

Согласно «Нормам технологического проектирования...» к горно-подготовительным выработкам отнесены орты, подэтажные штреки, наклонные съезды, вентиляционно-ходовые восстающие, рудоспуски и породоспуски.

Сечения горно-подготовительных выработок (кнп-2024-ПР, лист 21) приняты из условия передвижения по ним самоходного оборудования с необходимыми по «Правилам обеспечения промышленной...» зазорами и с учетом пропуска необходимого количества воздуха со скоростью воздушной струи не более 4 м/с. Объемы горно-подготовительных работ определяется исходя из удельного объема по системе разработки.

Крепление горных выработок приняты в соответствии с «Временный технологический регламент. Крепление горных выработок в условиях месторождения «Манка»».

Трассы горно-капитальных выработок, а также тип крепи могут быть уточнены заказчиком в зависимости от конкретных горно-геологических условий проходки.

4.5.3 Механизация горнопроходческих работ

Горизонтальные и наклонные выработки предусматривается проходить буровзрывным способом с помощью комплексов самоходного оборудования в составе: буровых установок для проходческих работ типа Sandvik DD 210-5, погрузочно-доставочных машин типа Talpa LH 217, для доставки материалов - Multimes 6600 (Normet) со сменными кассетами.

Проходку восстающих выработок предусматривается проводить с применением проходческих комплексов типа КПУ, а также с применением временных полков и телескопных перфораторов типа ПТ-48А. Проветривать выработки предусмотрено вентиляторами местного проветривания типа ВМЭ-5. Перечень технологического оборудования для проведения горно-подготовительных и нарезных выработок приведен в таблице 4.5.2.

Таблица 4.5.2 – Перечень технологического оборудования для горно-подготовительных и нарезных работ

Назначение	Наименование	Количество, шт.
1	2	3
Автосамосвал	Talpa ADT 15	4
Погрузка горной массы	Talpa LH 217	3
Перфоратор	ПП-63В	5
Перфоратор	ПТ-48А	5
Пневмоподдержка	П2	5
Буровой станок	ЛПС-3У	1
Зарядная машина	Ульба-400М	1
Зарядная установка	ЗП-12	2
Компрессор	ДЭН-55Ш	4
Компрессор	ДЭН-30Ш	2
Вентилятор местного проветривания	ВМЭ-5	3
Скреперная лебедка	30ЛС-2СМА	1
Вентилятор местного проветривания	ВМЭ-12	3
Бурение шпуров	Sandvik DD 210	2
Торкрет установка	Meuco piccola	2
Проведение восстающих	КПВ-4А	1
Многофункциональная доставочная машина	Multimec MF100	2
Сменная кассета для транспортировки масел и топлива		1
Кассета для перевозки ВМ		1
Доставка людей	Paus Minka 18A	1

Нормы расхода материалов на 1 м³ горной массы на горнопроходческих работах в плане горных работ принимаются согласно требованиям «Норм технологического проектирования...», с учетом работы горнорудных предприятий в аналогичных условиях и приведены в таблице 4.5.3.

Таблица 4.5.3 - Расход материалов на 1 м³ на горнопроходческих работах

Наименование материалов	Единица измерения	Удельный расход
1	2	3
Гранулированное ВВ типа ANFO-8	кг	1,7
Патронированное ВВ типа Аммонит №6ЖВ	кг	0,5
НСИ Excel LP (длина волновода 5 м)	компл.	0,9
Электродетонатор (ЭД-8Ж)	шт.	0,05
Детонирующий шнур ДШЭ 12	м	2,5
Штанга буровая (Т-38-Hex35-R35) (Sandvik DD210)	кг.	0,0093
Штанга буровая (диам. 25 мм, длина	кг	0,0045

Наименование материалов	Единица измерения	Удельный расход
1	2	3
1600 м) (ПП-63, ПТ-48)		
Крепежные штанги (1800 мм, винтовая арматура Ф22)	компл.	0,082
Сетка металлическая стальная (100x100x6)	м ²	0,52
СВП-22	т	0,00094
Лес круглый (сосна, гост 9463-88)	м ³	0,00077
Доска необрезная (ГОСТ 8486-86)	м ³	0,00042
Песок	т	0,023
Портландцемент (М-400 Д20 ГОСТ 10178-85)	т	0,0051
Трубы вентиляционные (ТА 0,8x20 ТУ38.1051974-90)	м	0,0021
Трубы вентиляционные (ТА 0,6x20 ТУ 38.1051974-90)	м	0,00107
Рукав пневматический (диаметр 25 мм)	м	0,0007
Рукав напорный (диаметр 12 мм)	м	0,0007
Трубы для подачи воды (ПЭ100 ДУ50x3)	м	0,002

4.6 Потери и разубоживание

Оптимальная технология подземной добычи руды должна отличаться не только минимальными затратами, но и удовлетворять действующим законодательным актам РК по охране недр и охране окружающей среды.

Золотосодержащую руду необходимо добыть с минимальными потерями и экономически оправданным разубоживанием руды вмещающими породами. При обогащении добытой руды следует ориентироваться на более полное извлечение золота.

Практика отечественных и зарубежных рудников позволяет сделать выбор оптимального варианта при отработке средних и мощных участков рудных тел из нескольких возможных технологий разработки месторождения Манка:

- система камерной выемки с отбойкой руды из буровых штреков с торцевым выпуском руды;
- система подэтажно-камерной выемки с отбойкой руды из подэтажных штреков с применением самоходного и переносного оборудования;
- система разработки с магазинированием руды.

Расчет потерь и разубоживания руды выполнен в соответствии с "Отраслевой инструкцией по определению, нормированию и учету потерь и разубоживания руды и песков на рудниках и приисках министерства цветной металлургии СССР" (1975 г.) [7]. При установлении нормативов потерь и разубоживания обобщен многолетний опыт отработки аналогичных месторождений системой разработки скважиной отбойкой с подэтажных штреков и торцовым выпуском руды.

Расчет потерь и разубоживания, связанных с обработкой приконтурных участков залежей и с выпуском руды производится с использованием коэффициента μ , характеризующего оптимальное соотношение между (элементарными) линейными объемами потерь и разубоживания руды на границе оконтуривания рудных залежей и при определении предела выпуска руды из выемочных единиц. Применительно к условиям месторождения коэффициент μ рассчитан исходя из величины бортового содержания основного компонента и приведенного содержания основного компонента в руде и вмещающих породах:

$$\mu = \frac{(a_6 - C_0) \times \gamma_n}{(C_{np} - a_6) \times \gamma_p},$$

где C_0 - среднее содержание золота во вмещающих породах, г/т;

C - среднее содержание золота в балансовых запасах, г/т;

γ_p - плотность породы, т/м³;

γ_n - плотность руды, т/м³;

a_6 - бортовое содержание золота во вмещающих породах, г/т.

Потери неотбитой руды на контакте с вмещающими породами

Данный вид потерь подсчитан по формуле:

$$П_1 = \frac{A \times C_0}{m \times C} \times \left(\frac{\mu}{1 + \mu} \right)^2, \%$$

где A - величина прихвата пород, м;

C_0 - среднее содержание золота во вмещающих породах, г/т;

m - средняя мощность рудной залежи, м;

C - среднее содержание золота в балансовых запасах, г/т;

μ - показатель оптимального положения контура отбойки.

Потери отбитой руды при выпуске под обрушенными породами

Данный вид потерь формируется в гребнях по бокам доставочной выработки, а также в гребнях с фронтальной стороны доставочной выработки. Объем руды, теряемой в гребнях по бокам доставочной выработки по длине заходки, подсчитан по формуле:

$$V_{бок} = \frac{\left(\frac{b_3 - b_{б.д.}}{2} \right)^2 \times \operatorname{tg} \theta \times l_3}{K_p}, \text{ м}^3$$

где b_3 - ширина выемочной камеры в блоке, м;

$b_{б.д.}$ - ширина буро-доставочной выработки, м;

l_3 - длина камеры, м;

K_p - коэффициент разрыхления в зажиме, доли ед;

θ - угол истечения руды при выпуске рудной массы под обрушенными налегающими породами, (для мелкокусковой руды с выходом фракций свыше 250 мм до 5 % - 70-75°; для среднекусковой руды с выходом фракций свыше 250 мм от 5 до 12 % - 65-70°; для крупнокусковой руды с выходом фракций свыше 250 мм более 12 % - 60-65°).

Объем руды, теряемой с фронтальной стороны выработки доставки, подсчитывается по формуле:

$$V_{фронт} = \frac{\left(\frac{b_3 - b_{б.д.}}{2} \right) \times \operatorname{tg} \theta \times l_3 \times (e_{св} \times K_p - h_{вн})^2}{K_p \times 2 \times e_{св}}, \text{ м}^3$$

где $e_{св}$ - толщина отбиваемого слоя руды, м;

$h_{вн}$ - глубина внедрения ковша машины в навал руды, м.

Потери отбитой руды в неизвлекаемых частях откоса руды могут быть определены:

$$П_2 = \frac{(V_{\text{фронт}} + V_{\text{бок}}) \times (100 - И)}{b_3 \times h \times l_3}, \%$$

где h – высота выемочного подэтажа в блоке, м;

$И$ – извлечение руды из откосов при отработке нижележащего этажа (по опыту работы горных предприятий извлечение отбитой руды на нижерасположенных подэтажах не более 20-30 %).

Первичное разубоживание боковыми породами на внешнем контакте с оруденением

Прирезка пород висячего бока, с целью снижения потерь руды при выпуске под обрушенными породами, приводит к разубоживанию руды. Оптимальное разубоживание руды с учетом величины подрезки пород висячего бока определяется по формуле:

$$P_3^I = \frac{2 \times A \times \left(1 - \frac{\mu}{1 + \mu}\right) \times \gamma_n \times \left(1 - \frac{C_0}{C}\right)}{2 \times m \times (1 + \mu) \times \gamma_p \times A \times \left(1 - \frac{\mu}{1 + \mu}\right) \times \gamma_n - \left(\frac{A \times \mu^2 \times \gamma_p}{1 + \mu}\right)}$$

Вторичное разубоживание обрушенными породами при выпуске

Для упрощения расчётов по определению разубоживания руды с торцевой стороны отбитого слоя, и в то же время получения достаточно достоверных и точных результатов, приняты следующие положения:

- все примешивающиеся при выпуске породы с торцевой стороны камеры можно представить, как три геометрические фигуры.

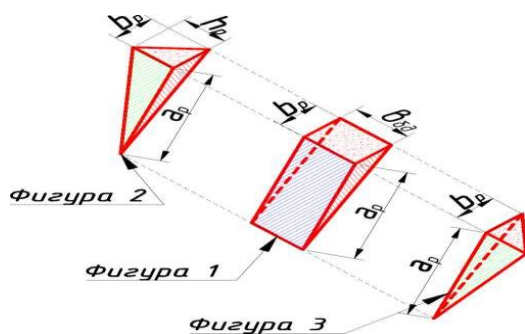


Схема к расчету количества разубоживающей породы при торцевом выпуске руда с породной подушкой.

Величины a_p , b_p и h_p определяются по формулам:

$$a_p = h - (e_{cl} \times K_p \times \operatorname{tg} \theta), \text{ м}$$

$$b_p = h \times \operatorname{tg}(90 - \theta) - (e_{cl} \times K_p), \text{ м}$$

$$h_p = \frac{b_3 - b_{б.д.}}{2}, \text{ м}$$

где h - высота выемочного подэтажа в блоке, м;

b_3 - ширина отрабатываемой камеры в блоке, м;

K_p - коэффициент разрыхления в зажиме, доли ед;

e_{cl} - толщина отбиваемого слоя руды, м;

$b_{б.д.}$ - ширина буро-доставочной выработки, м;

θ - угол истечения руды при выпуске рудной массы под обрушенными породами, градусов.

Площадь граней всех трёх фигур, заштрихованных красным цветом, определяется по формуле:

$$S\Delta = 0.5 \times a_p \times b_p, \text{ м}^2.$$

Объём фигуры 1 в каждом отбиваемом слое руды определяется из выражения:

$$V_1 = S\Delta \times b_{б.д.}, \text{ м}^3.$$

Объём фигур 2 и 3 в каждом отбиваемом слое руды определяется как объём треугольной пирамиды:

$$V_2 = V_3 = \frac{S\Delta \times h_p}{3}, \text{ м}^3.$$

Общий объём разубоживающих пород в заходке определяется суммированием объёмов трёх фигур с учётом количества слоёв в отрабатываемой заходке:

$$V_p = \frac{1}{e_{cl}} (V_1 + V_2 + V_3), \text{ м}^3.$$

Разубоживание с торцевой стороны выпускаемого слоя определяется следующим образом:

$$P_{\text{торц}} = \frac{\frac{V_p}{K_p} \times \frac{\gamma_n}{\gamma_p}}{h \times b_3 \times l_3 - V_{\text{бок}} - V_{\text{фронт}}}, \%$$

где h - высота выемочного подэтажа в блоке, м;

$V_{\text{бок}}$ - объём руды теряемой в гребнях по бокам доставочной выработки;

$V_{\text{фронт}}$ - объём руды теряемой с фронтальной стороны доставочной выработки;

γ_n - средняя плотность породы, т/м³;

γ_p - средняя плотность руды, т/м³.

Разубоживание руды от поступления пород из кровельной части отбиваемого слоя при торцовом выпуске под обрушенными породами определяется с учетом разницы плотностей руды и вмещающих пород по формуле:

$$P_{\text{кров}} = \frac{(C_{np} - a_{cp})}{C_{np}} \times \frac{\gamma_n}{\gamma_p}, \%$$

Общее разубоживание руды при торцовом выпуске под обрушенными массами определяется суммированием разубоживания с торцевой и кровельной сторон выпускаемого слоя:

$$P_3 = P_{\text{торц}} + P_{\text{кров}}, \%$$

Полученные нормативы являются расчетными, и подлежат опытно-промышленному испытанию в производственных условиях для уточнения показателей нормативов потерь и разубоживания и разработки оптимальных соотношений потерь и разубоживания руды, которые будут обеспечивать более рациональной эксплуатации запасов недр и понижения трудовых и материальных ресурсов на стадиях разведки, добычи и переработки руд.

Потери и разубоживание руды рассматриваемых систем разработки могут быть уточнены при составлении локальных проектов в конкретных горно-геологических условиях.

4.6.1 Расчет потерь и разубоживания при системе разработки с магазинированием руды

Система разработки предусмотрена для отработки рудных тел с углом падения 85°, с мощностью от 0,2 до 2,6 м (средняя 1,4 м). Удельный вес системы разработки - 30 %. Основные параметры блока:

Длина блока $L_{\text{бл}} = 50$ м;

Высота блока $H_{\text{бл}} = 50$ м;

Мощность рудного тела $m = 1,4$ м;

Плотность руды $\gamma = 2,62 \text{ т/м}^3$;
 Длина потолочины $a_{пт}=48 \text{ м}$;
 Высоты потолочины $h_{пт}=5 \text{ м}$;
 Площадь руды в подэтажной рассечке $S_{рас}=2,4 \text{ м}^2$;
 Длина подэтажной рассечки $L_{рас}=2,8 \text{ м}$;
 Количество подэтажных рассечек $N_{рас}= 14 \text{ шт}$;
 Площадь руды в блоковом ВХВ $S_{ВХВ}=2,1 \text{ м}^2$;
 Длина блокового ВХВ $L_{ВХВ1}=5 \text{ м}$;
 Длина блокового ВХВ $L_{ВХВ2}=45 \text{ м}$;
 Количество блоковых ВХВ $N_{ВХВ}= 1 \text{ шт}$;
 Длина междуканнерного целика $a_{мкц}=7 \text{ м}$;
 Высота междуканнерного целика $h_{мкц}=33 \text{ м}$;
 Количество междуканнерных целиков $N_{мкц}=1 \text{ шт}$;
 Длина днища $a_{дн}=50 \text{ м}$;
 Высота днища $h_{дн}=8 \text{ м}$;
 Объем руды в воронке $Q_{вор}=27,4 \text{ м}^3$;
 Количество воронок $N_{вор}= 5 \text{ шт}$;
 Ширина зоны каннерной неопределенности $t=90 \text{ см}$;
 Коэффициент оптимального соотношения потерь и разубоживания, $\mu =0,37$;
 Геологические запасы:

$$Q_{геол} = L_{бл} \times H_{бл} \times m \times \gamma$$

$$Q_{геол} = 50 \times 1,4 \times 50,2 \times 2,62 = 9207 \text{ т}$$

Объем руды в потолочине с вычетом выработок в нем:

$$Q_{пт} = a_{пт} \times h_{пт} \times m \times \gamma$$

$$Q_{пт} = 48 \times 5 \times 1,4 \times 2,62 = 880 \text{ т}$$

Объем руды в междуканнерном целике с вычетом выработок в нем:

$$Q_{мкц} = (a_{мкц} \times h_{мкц} \times N_{мкц} \times m \times \gamma) - (N_{ВХВ} \times S_{ВХВ} \times L_{ВХВ2} \times \gamma) - (N_{рас} \times S_{рас} \times L_{рас} \times \gamma)$$

$$Q_{мкц} = (7 \times 50 \times 1 \times 1,4 \times 2,62) - (1 \times 2,1 \times 40 \times 2,62) - (14 \times 2,4 \times 2,35 \times 2,62) = 856 \text{ т}$$

Объем руды в днище с вычетом выработок в нем:

$$Q_{мкц} = (a_{дн} \times h_{дн} \times m \times \gamma) - (N_{ВХВ} \times S_{ВХВ} \times L_{ВХВ2} \times \gamma) - (N_{вор} \times Q_{вор} \times \gamma)$$

$$Q_{мкц} = (8 \times 50 \times 1 \times 1,4 \times 2,62) - (1 \times 2,1 \times 8 \times 2,62) - (5 \times 27,4 \times 2,62) = 1064 \text{ т}$$

Суммарные потери по целикам:

$$P_c = Q_{мкц} + Q_{пт} + Q_{дн}$$

$$P_c = 880 + 856 + 1064 = 2800 \text{ т}$$

Потери по блоку:

$$P_b = P_c \times 100 / Q_{геол}$$

$$P_b = 2800 \times 100 / 9207 = 30,4 \%$$

Потери руды на участках каннера балансовых руд со смещением в сторону вмещающих пород:

$$P^I = \frac{t}{m \cdot \pi} \cdot \cos \frac{\pi \cdot \mu}{1 + \mu} - \frac{2 \Delta t \cdot \mu}{m \cdot (1 + \mu)}, \%$$

$$\Delta t = \frac{t}{2} \cdot \cos \frac{\pi \cdot \mu}{1 + \mu} = \frac{90}{2} \cdot \cos \frac{3,14 \cdot 0,37}{1 + 0,37} = 45 \text{ см}$$

$$P^I = \frac{90}{1,4 \times 3,14} \times \cos \frac{3,14 \times 0,37}{1 + 0,37} - \frac{2 \times 45 \times 0,37}{1,4 \times (1 + 0,37)} = 2,9\%$$

Суммарные потери руды по блоку:

$$\begin{aligned} \Pi &= \Pi_6 + \Pi' \\ \Pi &= 30,4 + 2,9 = 33,3\% \end{aligned}$$

Разубоживание:

Разубоживание при прирезке боковых пород для создания необходимой ширины очистного пространства определяется графически.

Первичное (конструктивное) разубоживание при отработке блока камерами

$$\begin{aligned} R &= \Pi' + \frac{2 \times \Delta t}{1,4} \\ R &= 2,9 + \frac{2 \times 0,45}{1,4} = 3,5\% \end{aligned}$$

Разубоживание при проходке подготовительных и нарезных выработок зависит от мощности рудных тел и применяемых сечений выработок.

Разубоживание за счет отслоения пород от неустойчивости висячего бока - 2,9% (по данным ДГП "ВНИИцветмет").

Результаты расчетов потерь и разубоживания сведен в таблицу 4.6.1.

Таблица 4.6.1 – Потери и разубоживание для системы с магазинированием руды

Наименование показателей		Ед. изм.	
		%	т
Балансовые запасы, т		9207	
Потери			
Потери в целиках по блоку	П ₆	30,4	2800
Потери руды в контактной зоне неопределенности с вмещающими породами	П ^I	2,9	267
Итого П=П ₆ +П ^I		33,3	3067
Разубоживание			
Разубоживание при прирезке боковых пород для создания необходимой ширины очистного пространства	P ₁	9,5	874
Разубоживание в контакте с вмещающими породами в зоне контактной неопределенности	P ₂	3,5	322
Разубоживание при проходке подготовительных и нарезных выработок	P ₃	2,2	202
Разубоживание за счет отслоения пород от неустойчивости висячего бока	P ₄	2,9	267
Итого P=P ₁ +P ₂ +P ₃ +P ₄		18,1	1665

4.6.2 Расчет потерь и разубоживания при подэтажно-камерная системе разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков

Типовой блок:

L_6 - длина блока составляет 70 м;

H_6 - высота блока составляет 40 м;

m - мощность рудного тела равняется 1,4 м;

α - угол падения рудного тела составляет 850;

$\gamma_{\text{п}}$ - удельный вес вмещающих пород равен 2,7 т/м³;

$\gamma_{\text{р}}$ - удельный вес руды равен 2,62 т/м³;

Q_6 - геологические запасы в блоке составляет 10322 т;

$L_{\text{к}}$ - длина камеры 63 м;

$H_{\text{к}}$ - высота камеры 30 м.

Первичные (конструктивные) потери П1 составляет:

- 2,0 %;

- 206 тонн.

Первичное (конструктивное) разубоживания Р1 составляет:

- 2,0 %;

- 206 тонн.

Вторичные потери:

Потери руды в контактной зоне неопределенности с вмещающими породами (П2) составляет:

-2,0 %;

- 206 тонн

$$П_2 = \frac{Q_{\text{п}}}{Q_6} * 100 = \frac{206}{10322} * 100 = 2,0 \%$$

$$Q_{\text{п}} = S_{\text{п}} \cdot \gamma \cdot l_3 \cdot n_{\text{к}} = 0,78 * 2,62 * 50 * 2 = 206 \text{ т};$$

$$S_{\text{п}} = \frac{h_{\text{к}} * x^2}{4 * t * v_{\text{ср}}} = \frac{27 * 0,2^2}{4 * 1,2 * 0,3} = 0,78, \text{ м}^2$$

l_3 - длина зоны неопределенности = 50 м;

$h_{\text{к}}$ - высота зоны неопределенности = 27 ($h_{\text{к}} = H_{\text{к}} / \sin \alpha$), м;

$n_{\text{к}}$ - количество контактов неопределенности = 2;

t - критерий достоверности = 1,2;

$v_{\text{ср}}$ - половина средней ширины зоны контактной неопределенности = 0,3;

x - расстояние от границы зоны контактной неопределенности до линии, соответствующей оптимальному варианту = 0,2.

Потери отбитой руды на днище камеры составляет:

- 1,0 %;

- 103 тонн

$$П_3 = \frac{Q_{\text{п}}}{Q_6} * (100 - И) = \frac{103}{10322} * 100 = 1,0$$

И - извлечение отбитой руды при отработке нижележащих камер принимается 0 %.

$$V_{\text{пот}} = \frac{(l_3 - e_{\text{од}} - 2)^2 \cdot \text{tg} \varphi \cdot L_{\text{к}} \cdot \gamma_{\text{р}}}{l_3 \cdot K_{\text{р}}} = \frac{(4 - 3,6 - 2)^2 \cdot \text{tg} 65^\circ \cdot 50 \cdot 2,62}{4 \cdot 1,56} = 103, \text{ т}$$

Где

l_3 – длина заезда в руде равняется мощности рудного тела м;

$b_{вд}$ – ширина заезда равняется 3,6, м;

K_p – коэффициент разрыхления 1,56

Потери руды при погашении целиков:

- 11,0 %;

- 1135 тонн

$$P_{ц} = ((1 - B_{ц}) * (V_{ц} - V_{поп.р}) * \gamma_p = (1 - 0,5) * (441 + 392 - 1699) * 2,62 = 1135 \text{ т}$$

Где

$B_{ц}$ – доля руды, добываемой из целиков $B_{ц} = (0,01 * m_{p.t.} + 0,45) * 100 = 0,5$;

$V_{ц.}$ – объем руды в целиках, м³;

- в потолочине $= 1,4 * 5 * 63 = 441 \text{ м}^3$;

- в МКЦ $= 1,4 * 7 * 40 = 392 \text{ м}^3$

$V_{поп.р}$ – объем попутной руды при проходке нарезных выработок $= 1699 \text{ м}^3$;

Вторичное разубоживание:

Разубоживание руды на контакте зоны неопределенности с вмещающими породами составляет:

$$P_2 = \frac{Q_p}{Q_o - П + P} \cdot 100 = \frac{1328}{10322 - 1650 + 10432} * 100 = 7,0 \%;$$

$$QP2 = S_p \cdot \gamma \cdot l_3 \cdot n_k = 5,07 * 2,62 * 50 * 2 = 1328 \text{ т}$$

$$S_p = \frac{h_k * (2t * B_{ср} - x)^2}{4 * t * B_{ср}} = \frac{27 * (2 * 1,2 * 0,3 - 0,2)^2}{4 * 1,2 * 0,3} = 5,07 \text{ м}^2$$

Разубоживание от отслоения пустых пород составляет:

$$P_5 = \frac{Q_p}{Q_o - П + P} \cdot 100 = \frac{1490}{10322 - 1650 + 10432} * 100 = 7,8 \%;$$

$$Q_{P_5} = S_{лб} * T * \gamma_{п} = 1350 * 0,4 * 2,62 = 1490 \text{ т}$$

где: $S_{лб} = l_3 * h_k = 50 * 27 = 1350$

T – средняя толщина пород висячего бока отслаивающейся в камеру равняется 0,4, м;

$S_{лб}$ – площадь висячего бока.

Разубоживание при погашении целиков составляет:

- 8,2 %;

- 3228 тонн

$$P = \frac{Q_p}{Q_o - П + P} \cdot 100 = \frac{1570}{10322 - 1650 + 10432} * 100 = 8,2 \%;$$

$$P_{ц} = \left(\left(\frac{M_1}{m_{пт}} \right) * X_1 + P_{втор.} * X_2 \right) * (V_{ц} - V_{поп.р}) * \gamma_{п} = \left(\left(\frac{0,5}{1,4} \right) * 1 + 0,4 * 1 \right) * (441 + 392 - 1699) * 2,62 = 1570 \text{ т}$$

Где:

М1 – прирезка пустых пород, равная 0,5м;
 Рвтор. – вторичное разубоживание при отработке целиков – 0,4;
 Х1 – коэффициент, учитывающий характер контактов -1;
 Х2 – коэффициент, учитывающий устойчивость пород - 1;
 Vц. – объем руды в целиках, м³;
 - в потолочине =1,4*5*63=441 м³;
 - в МКЦ = 1,4*7*40=392 м³
 Vпоп.р – объем попутной руды при проходке нарезных выработок =1699 м³;
 Общие потери и разубоживания по системе сведены в таблице 4.6.2

Таблица 4.6.2 – Потери и разубоживание для этажно-камерной системы с отбойкой руды из подэтажных штреков

Наименование показателей		Ед. изм.	
		%	т
Балансовые запасы, т		10322	
Потери			
Первичные (конструктивные)	П ₁	2,0	206
Потери руды в контактной зоне неопределенности с вмещающими породами	П ₂	2,0	206
Потери отбитой руды на днище камеры	П ₃	1,0	103
Потери руды при погашении целиков	П ₄	11,0	1135
Итого П=П ₁ +П ₂ +П ₃ +П ₄ +П ₅		16,0	1650
Разубоживание			
Первичное (конструктивные)	Р ₁	2,0	206
Разубоживание руды в контактной зоне неопределенности с вмещающими породами	Р ₂	7,0	722
Разубоживание руды на от отслоения породы с висячего борта	Р ₃	7,8	805
Разубоживание руды от погашения целиков	Р ₄	8,2	846
Итого Р=Р ₁ +Р ₂ +Р ₃ +Р ₄ +Р ₅		25,0	2579

4.6.3 Расчет потерь и разубоживания при системе подэтажного обрушения с торцевым выпуском руды

Типовой блок:
 Лб - длина блока составляет 70 м;
 Нб - высота блока составляет 40 м;
 Нэ – высота подэтажа 15 м;
 m- мощность рудного тела равняется 1,4 м;
 α - угол падения рудного тела составляет 85°;
 γ_п - удельный вес вмещающих пород равен 2,7 т/м³;
 γ_р - удельный вес руды равен 2,62 т/м³;
 Qб - геологические запасы в блоке составляет 10322 т.
 Первичные (конструктивные) потери П1 составляет:
 - 3,0 %;

- 310 тонн.

Первичное (конструктивное) разубоживания P1 составляет:

- 5,0 %;

- 516 тонн.

Вторичные потери:

Потери руды в контактной зоне неопределенности с вмещающими породами (П2) составляет:

- 2,8 %;

- 289 тонн

$$П_2 = \frac{Q_{п}}{Q_6} * 100 = \frac{289}{10322} * 100 = 2,8 \%$$

$$Q_{п} = S_{п} \cdot \gamma \cdot l_3 \cdot n_k = 0,78 * 2,62 * 70 * 2 = 289 \text{ т};$$

$$S_{п} = \frac{h_k * x^2}{4 * t * B_{ср}} = \frac{27 * 0,2^2}{4 * 1,2 * 0,3} = 0,78 \text{ м}^2$$

l_3 - длина зоны неопределенности = 70 м;

h_k - высота зоны неопределенности = 27 ($h_k = H_6 / \sin \alpha$) м;

n_k - количество контактов неопределенности = 2;

t - критерий достоверности = 1,2;

$B_{ср}$ - половина средней ширины зоны контактной неопределенности = 0,3;

x - расстояние от границы зоны контактной неопределенности до линии, соответствующей оптимальному варианту = 0,2.

Потери при выпуске под обрушенными породами и в неизвлекаемой части откоса в днище заходки (П3) составляют:

- 10,2 %;

- 1053 тонн.

$$П_3 = \left(\frac{V_{бок} + V_{фронт}}{h * b_3 * l_3} \right) * (100 - И) = \left(\frac{47 + 667}{15 * 5 * 70} \right) * (100 - 25) = 10,2, \%$$

h - высота выемочного подэтажа в блоке составляет 15 м;

$И$ - извлечение руды из откосов при отработке нижележащего этажа составляет 25%;

b_3 - ширина выемочной заходки в блоке составляет 5 м;

$b_{б.д}$ - ширина буро-доставочной выработки равняется 3,6 м;

l_3 - длина заходки составляет 70 м;

K_p - коэффициент разрыхления равен 1,56;

θ - угол истечения руды при выпуске рудной массы под обрушенными породами равен 65° ;

$B_{сл}$ - толщина отбиваемого слоя руды равна 4 м;

$h_{вн}$ - глубина внедрения ковша машины в навал руды 1,7 м;

$$V_{бок} = \frac{\left(\frac{b_3 - b_{б.д}}{2} \right)^2 * \tan \theta * l_3}{K_p} = \frac{\left(\frac{5 - 3,6}{2} \right)^2 * \tan 65^\circ * 70}{1,56} = 47 \text{ м}^3$$

$$V_{фронт} = \frac{(B_{сл} * K_p - h_{вн})^2 * \tan \theta * \left(\frac{b_3 + B_{б.д}}{2} \right) * l_3}{2 * B_{сл} * K_p} = \frac{(4 * 1,56 - 1,7)^2 * \tan 65^\circ * \left(\frac{5 + 3,6}{2} \right) * 70}{2 * 5 * 1,56} = 667 \text{ м}^3$$

Вторичное разубоживание:

Разубоживание руды в контактной зоне неопределенности с вмещающими породами (P2) составляет:

- 5,0 %;
- 516 тонн.

Разубоживание при выпуске руды под обрушенными породами (P3):

- 13,7 %;
- 1414 тонн.

Общие потери и разубоживания по системе сведены в таблице 4.6.3

Таблица 4.6.3 – Потери и разубоживание для системы подэтажного обрушения с торцевым выпуском

Наименование показателей		Ед. изм.	
		%	т
Балансовые запасы, т		10322	
Потери			
Первичные (конструктивные)	П ₁	3,0	310
Потери руды в контактной зоне неопределенности с вмещающими породами	П ₂	2,8	289
Потери при выпуске под обрушенными породами и в неизвлекаемой части откоса в днище заходки	П ₃	10,2	1053
Итого П=П ₁ +П ₂ +П ₃		16,0	1652
Разубоживание			
Первичное (конструктивные)	Р ₁	5,0	516
Разубоживание руды в контактной зоне неопределенности с вмещающими породами	Р ₂	6,3	650
Разубоживание при выпуске руды под обрушенными породами	Р ₃	13,7	1414
Итого Р=Р ₁ +Р ₂ +Р ₃		25,0	2580

4.7 Мероприятия по обеспечению наиболее полного извлечения руды

В плане горных работ предусмотрены следующие мероприятия, обеспечивающие полноту извлечения руды:

- раздельное взрывание руды и породы;
- осуществление систематического геолого-маркшейдерского контроля за правильностью отработки рудных тел месторождения;
- поддерживать уровень вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов полезных ископаемых в соответствии с нормативными показателями, соблюдение нормативов эксплуатационных потерь и разубоживания по выемочным единицам;
- ведение регулярных геологических наблюдений в очистных забоях и своевременный геологический прогноз для оперативного управления горными работами;

- ведение учета добычи, потерь и разубоживания по каждой выемочной единице;
- недопущение образования временно-неактивных запасов полезного ископаемого, потерь на контактах с вмещающими породами;
- разработку и реализацию мероприятий по недопущению сверхнормативных потерь и засорений;
- ведение горных работ в соответствии с проектным календарным графиком;
- проведение эксплуатационной разведки и опробования руд.

4.8 Системы разработки

4.8.1 Горнотехнические условия разработки месторождения

Выбор наиболее эффективной системы разработки и ее параметров необходимо производить с учетом следующих факторов и требований:

- горнотехнические условия месторождения;
- безопасность ведения горных работ;
- механизация технологических процессов;
- обеспечение минимальных потерь и разубоживания при добыче;
- наиболее полная выемка запасов;
- экономическая эффективность разработки.

Горнотехнические условия месторождения характеризуются следующими показателями:

- а) рельеф местности горный с подъездными подходами к местам ведения горных работ;
- б) незначительная мощность наносов и слабое проявление зоны выветривания;
- в) небольшая глубина распространения промышленного оруденения (до 400 м) с размерами малого шахтного поля;
- г) крутое падение рудных тел (70-85 градусов до вертикального);
- д) небольшие мощности рудных тел (до 1,1 м);
- е) средняя крепость руды и вмещающих пород;
- ж) достаточная устойчивость руд и вмещающих пород;
- з) средняя кусковатость руд (от 1-2 до 20-30 см);
- и) неслеживаемость руд и неспособность их к самовозгоранию.

К факторам, осложняющим подземную разработку месторождения относятся:

- а) весьма неравномерное распределение золота по рудным телам,
- б) неравномерная мощность рудных тел.

Распределение балансовых запасов по горизонтам, мощности рудных тел и содержанию золота в руде приведены.

По горнотехническим условиям и по технологии разработки наиболее приемлемыми являются следующие варианты систем разработки:

- система подэтажно-камерной выемки;
- система с магазинированием руды;
- система подэтажного обрушения с послойным торцевым выпуском.

В соответствии с нормативными документами - систему подэтажного обрушения можно применять для отработки крутопадающих рудных тел мощностью более 3 м при неустойчивых и средней устойчивости бедных рудах,

залегających в неустойчивых и средней устойчивости вмещающих породах, легко обрушающихся вслед за выемкой руды. Показатели извлечения отбитой руды сближенных маломощных и тонких рудных тел месторождения Манка, при этой системе значительно ухудшаются (разубоживание составляет 50-60% и более), что не оправдано по экономическим критериям.

Система разработки с магазинированием руды применяется для отработки крутопадающих залежей мощностью до 3 м, а система с послойным торцевым выпуском руды не имеет ограничений по мощности.

Таким образом, для проектирования приняты следующие варианты систем разработки:

- система подэтажно-камерной выемки (40%);
- система подэтажного обрушения с послойным торцевым выпуском (40%) с последующей сухой закладки очистного пространства;
- система с магазинированием руды (20%);

4.8.2 Выбор и обоснование систем разработки и выемочной единицы

Выемочной единицей считается экономически и технологически оптимальный участок месторождения с достоверным подсчетом исходных запасов руды, отработка которого осуществляется единой системой разработки и технологической схемой выемки, по которому может быть осуществлен наиболее точный учет добычи рудной массы по количеству и содержанию в ней металла (полезного компонента). Применение двух систем разработки (комбинированной системы) при отработке блока должно обосновываться локальным проектом.

Параметры выемочной единицы выбраны из условий:

- относительно однородные геологические условия;
- одна система разработки;
- достаточная достоверность определения запасов;
- возможность первичного учета извлечения полезного ископаемого.

Учет запасов выемочной единицы осуществляется совместно маркшейдерской и геологической службами рудника.

В качестве выемочной единицы в соответствии с проектом принят очистной блок.

Параметры блока:

- длина по простиранию рудных тел – от 50 до 70 м;
- ширина - горизонтальная мощность рудных тел;
- высота - до 50 м, т.е. равна высоте подэтажа.

4.8.3 Основные параметры и конструкции систем разработки

Система подэтажного обрушения с торцевым выпуском руды предусматривают отработку крутопадающих рудных тел ($>80^\circ$) со средними мощностями $m_{ср.} = 1,4$ м.

Конструкции систем разработки приведены на чертеже кпн-2024-ПР, лист 20.

Основные параметры блока:

- длина блока по простиранию – от 60 до 70 м;
- ширина – равна мощности рудного тела от 0,2 до 2,6 м;
- высота этажа – 40 м до 50 м;
- высота подэтажа – от 15 до 16 м.

Подготовительно-нарезные работы.

Горно-подготовительные работы включают проходку подэтажных полевых штреков, вентиляционно-ходового восстающего, наклонного съезда между горизонтом, сбоек с подэтажами и погрузочных камер.

Комплекс данных выработок обеспечивает передвижение самоходного оборудования для производства нарезных и очистных работ, запасных выходов, перепуск горной массы на откаточный горизонт, подачу свежего воздуха в блок.

К нарезным работам относится проходка рудных штреков, орт-заездов, отрезного восстающего. Отрезной восстающий проходится в случае отсутствия смежного обрушения или при начале отработки планируемого блока.

Вид крепи, сечения выработок определяются в соответствии с их назначением применительно к конкретным горно-геологическим условиям эксплуатации. В принятом варианте сечения выработок приняты из условия размещения в них применяемого оборудования с необходимыми по зазорам и с учетом пропуска необходимого количества воздуха.

Очистные работы.

Очистные работы заключаются в разбурировании рудного массива подэтажа с последующей веерной отбойкой скважин. Отработка подэтажей производится с опережением верхнего подэтажа относительно нижнего на расстояние не менее чем на высоту подэтажа.

Бурение восходящих веерных скважин производится самоходным буровым станком типа ЛПС-3У.

Руда отбивается вертикальными слоями толщиной 2,5 м. Одновременно отбивается два слоя, и отбитая руда выпускается из бокового заезда погрузочно-доставочной машиной типа «Talpa LH217».

Для механизированного заряжания скважин принята зарядно-доставочная машина «Ульба-400 М».

Принятая технологическая схема предусматривает сплошную отработку рудного тела без оставления межблоковых целиков.

Для управления горным давлением и создания безопасных условий отработки предусматривается принудительное обрушение пород кровли путем бурения посадочных скважин и их взрывания.

Проветривание очистных забоев производится за счет общешахтной депрессии.

Система разработки с магазинированием руды

Отработка крутопадающих рудных тел ($>80^\circ$) со мощностью рудных тел от 0,2 до 2,6 м.

Конструкции систем разработки приведены на чертеже кпн-2024-ПР, лист 18.

Основные параметры блока:

- длина блока по простиранию – от 50 до 60 м;
- ширина – равна мощности рудного тела;

- высота этажа – от 40 до 50 м;

Подготовительно-нарезные работы.

Горно-подготовительные работы включают проходку транспортного орта, лебедочных ниш, скреперного орта, вентиляционно-ходовых восстающих.

К нарезным работам относится проходка ниш под дучек в днище блока, засечек ВХВ.

Очистные работы.

Высоту отбиваемого слоя принимают в пределах от 1,8 до 2 м. Бурение вертикальных шпуров производится телескопными перфораторами типа ПТ-48. Бурильщики работают в забое, стоя на отбитой ранее горной массе.

После взрывной отбойки примерно 30 % горной массы выпускают из блока для сохранения необходимого свободного пространства под очистным забоем. По окончании выемки руды в пределах камерных запасов осуществляют выпуск всей руды из блока. Подштрековый целик (потолочину) отрабатывают перед окончательным выпуском руды из блока.

Отбитая руда выпускается из дучек под действием собственного веса и отгружается в автосамосвал скреперной лебедкой типа 30ЛС-2СМА.

Для зарядания шпуров принят порционный зарядчик ЗП-12.

Проветривание очистных забоев производится за счет общешахтной депрессии.

Подэтажно-камерная система разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков предусматривают отработку крутопадающих рудных тел ($>80^\circ$) при мощности рудного тела до 2,6 м, высота подэтажа 10-15 м.

Конструкции систем разработки приведены на чертеже кпн-2024-ПР, лист 19.

Основные параметры блока:

- длина блока по простиранию – 70 м;
- ширина – равна мощности рудного тела;
- высота этажа – 30-50 м;
- высота подэтажа – 10-15 м.

Подготовительно-нарезные работы.

Подготовка блока включает проходку полевого штрека, сбоек с подэтажом, погрузочных камер и вентиляционно-ходовых восстающих. Данные выработок обеспечивает передвижение самоходного оборудования, запасные выходы, подачу свежего воздуха в блоке.

К нарезным работам относится проведение рудных штреков, орт-заездов и отрезных восстающих.

Вид крепи, определяются в соответствии с их назначением применительно к конкретным горно-геологическим условиям эксплуатации.

Очистные работы.

Очистные работы начинают с расширения отрезного восстающего в отрезную щель на всю ширину камеры. Руду в камере отбивают веерным комплектом восходящих скважин на отрезную щель. Отбитая руда под действием собственного веса через выпускные выработки попадает на почву рудного штрека, из которых ее убирают с использованием погрузочно-доставочных машин. Выработанное пространство поддерживается междуканнерными и междуэтажными целиками.

Бурение производится самоходным буровым станком типа ЛПС-3У. Отбитая руда выпускается из орт-заездов погрузо-доставочной машиной типа Talpa LH217.

Для механизированного заряжания скважин принята зарядно-доставочная машина «Ульба-400 М».

Проветривание очистных забоев производится за счет общешахтной депрессии.

4.8.4 Основные технические показатели по системам разработки

Основные технико-экономические показатели по системам разработки определены, исходя из объемов годовой добычи руды, доли участия в ней каждой системы разработки и приведены в таблице 4.8.1. Расход материалов на добычу 1 т руды приведен в таблице 4.8.2.

Таблица 4.8.1 - Основные технико-экономические показатели по системам разработки

Наименование показателей			Единицы измерения	Системы разработки			Итого
				Система подэтажнообрушения с торцевым выпуском руды	Система разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков	Система разработки с магазинированием руды	
Исходные данные для расчета:							
	мощность рудного тела		м	1,4	1,4	1,4	
	угол падения		град.	85	85	85	
	плотность руды		т/м ³	2,62	2,62	2,62	2,62
	плотность породы		т/м ³	2,7	2,7	2,7	2,70
	коэффициент крепости руды			6	6	6	
	коэффициент разрыхления			1,56	2,56	1,56	
	кондиционный кусок		мм	400	400	400	400
Удельный вес системы разработки			%	40	40	20	100
Годовая добыча, всего			тыс.т	57,6	57,6	28,8	144
в т.ч.	из очистных работ		-"-	32,0	32,0	25,9	90,0
	ГПР и ГНР		-"-	25,6	25,6	2,9	54,0
Годовой объем подготовительных и нарезных работ, всего			м ³	24530,9	24530,9	4709,4	53771,3
в т.ч.	по руде		-"-	9755,8	9755,8	1108,1	20619,7
	по породе		-"-	14775,1	14775,1	3601,3	33151,6
Удельный объем подготовительных и нарезных работ на 1000 т.товарной руды, всего			м ³	425,9	425,9	163,5	373,4
в т.ч.	по руде		-"-	169,4	169,4	38,5	143,2
	по породе		-"-	256,5	256,5	125,0	230,2
Потери			%	16	16	33,3	19,5
Разубоживание			%	25	25	18,1	23,60

Таблица 4.8.2 - Расход основных материалов на 1 т руды на очистных работах

№ п/п	Наименование материалов	Ед. изм.	Норма расхода	Примечание
1	Гранулированное ВВ типа ANFO-8	кг	0,4	
2	Патронированное ВВ типа Аммонит №6ЖВ	кг	0,03	
3	НСИ Excel LP (длина волновода 5м)	компл.	0,6	
4	НСИ Excel MC (длина волновода 15 м)	компл.	0,0095	
5	Электродетонатор (ЭД-8Ж)	шт.	0,009	
6	Детонирующий шнур ДШЭ 12	м	0,5	
7	Штанга буровая (диам. 25 мм, длина 1600 мм) (ПП-63, ПТ-48)	кг.	0,0093	
8	Коронка буровая (БКПМ 40-25)	шт.	0,0018	
9	Крепежные штанги (1800мм, винтовая арматура Ф22)	компл.	0,031	
10	Рудничные стойки (ГОСТ 616-83)	м ³	0,00042	
11	Трубы вентиляционные (ТА 0,8х20 ТУ 38.1051974-90)	м	0,01	
12	Рукав пневматический (диаметр 25 мм)	м	0,0004	
13	Рукав напорный (диаметр 12 мм)	м	0,0004	

4.9 Хозяйство взрывчатых материалов и взрывные работы

Ведение взрывных работ и хозяйство взрывчатых материалов (ВМ) при отработке запасов месторождения в плане горных работ предусмотрено в соответствии с «Правилами обеспечения промышленной при взрывных работах» [8].

Транспортирование ВМ от базисного склада к штольне №19 предусматривается осуществлять автотранспортом в контейнерах. Спуск и транспортирование ВМ до раздаточной камеры осуществляется самоходным оборудованием.

Для хранения ВМ на руднике, при отработке запасов, планом горных работ предусмотрен раздаточная камера ВМ емкостью 1 т на горизонте плюс 875 м.

Доставка ВМ в районы очистных работ производится по автотранспортному уклону машиной типа UNI 50-2ST Paus, оборудованной для перевозки ВМ.

В качестве взрывчатых веществ (ВВ) для ведения взрывных работ планом горных работ предусматриваются гранулированное ВВ типа ANFO-8 и патронированное ВВ типа аммонит №6 ЖВ (очистные и проходческие работы).

Годовой расход ВВ по руднику определен исходя из объемов горных работ, удельного расхода ВВ и составляет 247,7 тонн.

Результаты расчета годового расхода ВВ приведены в таблице 4.9.1.

Взрывные работы должны осуществляться с соблюдением «Правилами обеспечения промышленной при взрывных работах».

Таблица 4.9.1- Расход взрывчатых веществ

Наименование работ	Годовой объем работ	Удельный расход ВВ		Общий расход ВВ, т	
		кг/м ³	кг/т	годовой	суточный
Годовая добыча, тыс. т	144				
Очистные, тыс. т	90,0		0,43	38,7	0,110
Горно-подготовительные и нарезные: - горизонтальные, м ³ ;	53771,3	2,2		118,3	0,337
Горно-капитальные, м ³	41249,0	2,2		90,7	0,259
Всего по руднику:				247,7	0,706

Заряжание скважин в плане горных работ предусматривается осуществлять с применением зарядной машины типа «Ульба-400М», шпуров – с помощью зарядчиков типа ЗП-12.

В качестве средств инициирования скважинных и шпуровых зарядов ВВ предусматривается применять электродетонаторы короткозамедленного типа ЭД-8Ж, а также неэлектрические средства инициирования типа волноводов Excel LP, МС.

4.10 Эксплуатационная разведка

Эксплуатационная разведка является неотъемлемой и наиболее важной стадией геологоразведочных работ в период отработки месторождения. К эксплуатационной разведке относятся геологоразведочные работы, проводимые на действующем руднике в пределах контура утвержденных запасов, с целью обеспечения нормального хода горно-подготовительных, нарезных и добычных работ и решения вопросов наиболее эффективной отработки рудных тел.

Необходимость эксплуатационной разведки обусловлена сложностью строения тел полезных ископаемых и их локальных участков, которые не были выявлены на стадии оценочных работ.

Основные задачи эксплуатационной разведки:

1. Уточнение условий залегания, гипсометрических отметок, размеров и формы рудных тел, их внутреннего строения в пределах рабочего или подготавливаемого к отработке горизонта (участка);

2. Уточнение качества руд, распределения полезных компонентов и вредных примесей, детализации пространственного распределения и соотношения различных типов и сортов руд;

3. Оконтуривание безрудных блоков внутри рудных тел и прослеживание контактов кондиционной руды с вмещающими породами.

Эксплуатационные разведочные работы выполняются с целью детального оконтуривания эксплуатационных блоков (панелей), подсчета эксплуатационных запасов по блокам (панелям), осуществления контроля за качеством добываемой руды, уточнения расчета потерь и разубоживания руды и т.д.

По целевому назначению, содержанию и времени проведения, эксплуатационная разведка делится на две стадии - опережающую и сопровождающую добычные работы.

Опережающая эксплоразведка проводится одновременно с горно-капитальными, горно-подготовительными и нарезными работами и осуществляется путем предварительной подготовки эксплуатационных блоков с уточнением в

процессе подготовки их параметров, количества и качества запасов (по данным геологической документации и опробования выработок). Основной задачей опережающей эксплоразведке, является перевод запасов в более высокую категорию. В результате на стадии опережающей эксплуатационной разведки, вместе с проходкой комплекса подготовительных выработок, достигается достаточная разведанность очередных участков (блоков) для планирования добычных работ и контроля за качеством и количеством запасов, подготовленных к выемке. Данные опережающей эксплуатационной разведки используются для текущего (месячного, квартального и годового) производственного планирования деятельности горного предприятия. Объёмы опережающей эксплуатационной разведки определяются нормативными документами, планами горных работ на пятилетку и корректируются годовыми планами горных работ.

Сопровождающая эксплоразведка проводится одновременно с очистными работами, заключается в систематическом опробовании очистных забоев бороздой и добытой руды горстевым способом. К объемам сопровождающей разведки целесообразно отнести также опробование всех нарезных выработок. Результаты сопровождающей эксплуатационной разведки используются для оперативного (сменного, суточного и декадного) производственного планирования горно-добычных работ, для корректировки добычных работ, управления процессом добычи, контроля за полнотой и качеством отработки запасов, а также для определения и учета фактических потерь и разубоживания. Объёмы сопровождающей эксплуатационной разведки определяются годовым планом горных работ и корректируются при составлении месячных графиков проходки и добычи.

Выработки эксплуатационной разведки по данным маркшейдерской съемки наносятся на сводный геологический план, геологические разрезы и погоризонтные геологические планы. Геологические разрезы и планы при этом соответствующим образом корректируются, на них уточняются контуры рудных тел.

Результаты опробования выработок эксплуатационной разведки наносят на планы и учитывают совместно с данными предшествующих этапов разведки и опробования эксплуатационных выработок при определении качественного состава руд в соответствующих блоках и участках, проводят сопоставление данных разведки и разработки. Сопоставление данных разведки и разработки производится согласно «Инструкции о требованиях к материалам по сопоставлению результатов разведки и разработки месторождений твердых полезных ископаемых» с целью определения степени их совпадения, выявления причин установленных расхождений и принятия мер по их устранению. По результатам сопоставления уточняются ранее подсчитанные запасы, вносятся коррективы в методику разведки и подсчета запасов рассматриваемого месторождения или разрабатываются мероприятия, направленные на повышение достоверности данных, полученных при его доразведке и разработке, совершенствование технологии добычи и переработки сырья, а также геолого-маркшейдерского обслуживания предприятия.

После проведения сопоставления данных разведки и разработки, в тех случаях, когда эксплуатационная разведка приводит к существенному изменению запасов руд в отдельных блоках или участках и выявляет изменение качественного их состава, производят соответствующий пересчет запасов руд и металлов.

Сопоставление данных разведки и разработки в полном объеме обязательно при переоценке месторождений, на которых при эксплуатации установлено

систематическое расхождение в количестве разведанных и отработанных запасов, значениях подсчетных параметров и показателях качества полезного ископаемого.

4.11 Геолого-маркшейдерское обеспечение горных работ

Геологическая и маркшейдерская службы рудника «Манка» должны руководствоваться в своей деятельности законами Республики Казахстан о гражданской защите, Кодексом «О недрах и недропользовании» [10], Правилами обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы, Положениями о геологической и маркшейдерской службе, разрабатываемыми на предприятии и другими нормативными актами, регулирующими деятельность этих служб.

Обязанности и права руководителей и работников геологической и маркшейдерской служб определяются в положениях, должностных инструкциях и договорах (контрактах), разрабатываемых на предприятии.

Основными функциями геологической и маркшейдерской служб являются:

- участие в осуществлении контроля за соблюдением требований Законов Республики Казахстан «О недрах и недропользовании» и «Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы», иных законов и нормативно-правовых актов;
- своевременное и качественное проведение предусмотренного нормативными требованиями комплекса геологических и маркшейдерских работ, достаточных для обеспечения безопасного ведения работ, связанных с использованием недрами, наиболее полного извлечения из недр запасов полезных ископаемых, обеспечения технологического цикла горных, строительно-монтажных и иных видов работ, а также для прогнозирования опасных ситуаций при ведении таких работ;
- ведение в полном объеме и на качественном уровне установленной геологической и маркшейдерской документации;
- определение и своевременное нанесение на горно-графическую документацию опасных зон возможного прорыва воды и газа в действующие выработки, зон повышенного горного давления, газодинамических проявлений, выбросов и горных ударов;
- контроль за соблюдением проектов по добыче полезных ископаемых и строительству подземных сооружений, планов развития горных работ;
- ведение мониторинга состояния недр, включая процессы сдвижения горных пород и земной поверхности, геомеханических и геодинамических процессов при недропользовании в целях предотвращения вредного влияния горных разработок на горные выработки, объекты поверхности и окружающую природную среду;
- производство замеров горных работ, выполненных за отчетный период, расчеты объемов проходки, выемочных мощностей, объемов, количества и качества отбитой рудной массы;
- ведение достоверного учета извлекаемых и погашенных в недрах запасов основных и совместно с ними залегающих полезных ископаемых и попутных компонентов, в том числе продуктов переработки минерального сырья и отходов производства при разработке месторождений;

- ведение установленных форм государственной статистической отчетности по учету запасов полезных ископаемых, объемов добычи, извлечения и потерь полезных ископаемых и др.;

- построение и развитие маркшейдерских опорных и съемочных сетей на земной поверхности и в горных выработках;

- производство съемок горных выработок и земной поверхности, составление и пополнение геологической и маркшейдерской документации, перенесение в натуру геометрических элементов проектов горных выработок, технических сооружений, зданий и коммуникаций, границ безопасного ведения горных работ, барьерных и предохранительных целиков;

- контроль за фактическими размерами несущих конструктивных элементов системы разработки (целиков различного назначения, потолочин и других конструкций, созданных в процессе ведения горных работ), пространственным расположением скважин различного назначения;

- выполнение в установленные сроки нивелировок откаточных (транспортных) путей, проверок соотношения геометрических элементов подъемных комплексов, профилировок шахтных стволов, проверок вертикальности копров шахтных стволов и других работ, направленных на предупреждение аварий.

Геологическая и маркшейдерская службы в пределах своей компетенции должны участвовать:

- в разработке проектов строительства, реконструкции, консервации и ликвидации объектов по добыче полезных ископаемых, годовых планов развития горных работ (годовых программ работ), рекультивации земель, нарушенных горными работами;

- в работе по приемке в эксплуатацию новых и реконструированных объектов по добыче полезных ископаемых, а также по приемке работ по их консервации и ликвидации;

- в разработке и реализации мероприятий по безопасному ведению горных работ вблизи опасных зон, предупреждению и ликвидации аварий, охране зданий, сооружений и окружающей природной среды от вредного влияния горных разработок, рациональному и комплексному использованию месторождений полезных ископаемых, а также в рассмотрении и решении других вопросов, связанных с геологическим и маркшейдерским обеспечением.

В системе производственного контроля руководители и специалисты геологической и маркшейдерской служб должны осуществлять следующие функции:

- доводить до руководителей участков, цехов и других подразделений рудника обязательных для исполнения указаний по вопросам геологического и маркшейдерского обеспечения горных работ, а также по устранению нарушений требований законодательства о недрах, промышленной безопасности, охране недр и окружающей природной среды, проектной и технологической документации, годовых планов развития горных работ в целях предотвращения случаев аварий и травматизма, сверхнормативных потерь полезных ископаемых, выборочной отработки богатых участков месторождения, приводящей к необоснованным потерям запасов полезных ископаемых, и недопущения других нарушений законодательных требований;

- вносить предложения руководству по приостановке работ по строительству, реконструкции, эксплуатации, консервации или ликвидации объектов по добыче

полезных ископаемых и подземных сооружений, не связанных с добычей полезных ископаемых, если проведение этих работ может повлечь за собой порчу месторождений полезных ископаемых, прорыв в горные выработки воды и вредных газов, возникновение опасных деформаций горных выработок, охраняемых объектов поверхности и других аварийных ситуаций, а также в случае отступлений и нарушений требований проекта и установленных норм и правил, незамедлительно ставя об этом в известность руководство предприятия и работников, ответственных за осуществление производственного контроля;

- браковать горные работы, выполненные с отступлениями от утвержденных годовых планов развития горных работ, проектной и технической документации.

4.12 Расчет нормативов обеспеченности запасами по степени подготовленности к добыче

Вскрытыми запасами являются промышленные запасы месторождения или его части, находящиеся выше горизонта подсечения рудных тел вскрывающими выработками – штольными и полевыми штреками, из которых намечено в дальнейшем проведение подготовительных выработок для эксплуатации месторождения.

Подготовленными запасами является часть активных запасов выемочной единицы, в которых пройдены проектные подготовительные выработки, позволяющие приступить к нарезным, а затем и к очистным работам.

Готовыми к выемке запасами является часть активных подготовленных запасов выемочной единицы, в которых пройдены все проектные нарезные работы, необходимые для начала очистных работ.

Под технически необходимым нормативом понимается минимально необходимое для выполнения предприятием плана количество готовых к выемке запасов, подготовленных и вскрытых при условии полной подтверждаемости геологических и горнотехнических данных.

Следуя общим методическим указаниям, разработанным для выполнения данной работы, в основу расчета нормативов обеспеченности положена производительность выемочной единицы по выдаче руды в единицу его работы (в нашем случае – месяц).

Расчет нормативов обеспеченности

Расчет произведен по методике «Методике расчета нормативов запасов руды по степени подготовленности к добыче на предприятиях МЦМ СССР», утвержденной МЦМ СССР 23 декабря 1975 г.

Исходные данные:

Плановая месячная производительность рудника ($Q_{мес}$) равна $144\,000/12 = 12\,000$ тонн = 12,0 тыс. т.

Рудник применяет три системы разработки, характеризующиеся следующими показателями (см. таблицу 4.12.1).

Коэффициенты резерва, учитывающие возможную вариацию геологических факторов K_1 и K_2 , ввиду отсутствия статистических данных по руднику, приняты равными $K_1 = 1,1$ и $K_2 = 1,1$, что соответствует достоверности 0,87-0,95 и обеспечивает достаточную надежность результатов расчета.

Таблица 4.12.1 - Исходные данные для расчета нормативов обеспеченности

Система разработки	Удельный вес системы, %%, Б	Расчетная производительность блоков по каждой системе по выдаче руды, тт/мес. дв	Средние запасы товарной руды в блоках, т, Б	Количество очередей отработки блоков по каждой системе, шт, п	Удельный расход ГПР, м³/1000 т	Удельный расход НР, м³/1000 т	Скорость проведения ГПР, м³/мес, қп	Скорость проведения НР, м³/мес, қп
1. Система подэтажного обрушения с торцевым	0,4	15,7	10322	1	217,8	208,1	1270	1060
2. Система с магазинированием руды	0,2	4,7	9207	1	147,0	16,5	1270	1060
3. Подэтажно-камерная система с отбойкой руды из подэтажных штреков	0,4	15,7	10322	1	217,8	208,1	1270	1060

Норматив готовых к выемке запасов (в тоннах) определяется по формуле

$$P_{тг} = \frac{1}{2n} N_{вБК1K2},$$

где количество блоков, одновременно находящихся в работе ($N_{в}$) определяется из выражения:

$$N_i = \frac{Q_{мес} \cdot B_c}{g_p}$$

$$N_{в1} = Q_{мес} \times Б : q_{в} = 12 \times 0,4/15,7 = 0,3, \text{ принимаем 1 блок};$$

$$K_{с1} = 1/0,3 = 3,3;$$

$$N_{в2} = 12 \times 0,2/4,7 = 0,5, \text{ принимаем 1 блок};$$

$$K_{с2} = 1/0,5 = 2$$

$$N_{в3} = 12 \times 0,4/15,7 = 0,3, \text{ принимаем 1 блок};$$

$$K_{с3} = 1/0,3 = 3,3.$$

Норматив готовых к выемке запасов (тоннах) по каждой из систем разработок определяется по формуле

$$P_{тгi} = \frac{1}{2n} \cdot N_i \cdot B_c \cdot B_i \cdot K_1 \cdot K_2$$

$$P_{тг1} = 0,5 \times 1 \times 0,4 \times 10322 \times 1,1 \times 1,1 = 2,5 \text{ тыс.т.}$$

$$P_{тг2} = 0,5 \times 1 \times 0,2 \times 9207 \times 1,1 \times 1,1 = 1,1 \text{ тыс.т.}$$

$$P_{тг3} = 0,5 \times 1 \times 0,4 \times 10322 \times 1,1 \times 1,1 = 2,5 \text{ тыс.т.}$$

$$\text{Итого } 2,5+1,1+2,5 = 6,1 \text{ тыс.т.}$$

$$P_r = 6,1 : 12 = 0,5 \text{ мес.}$$

Норматив подготовленных запасов определится по формуле:

$$P_{\text{тп}i} = Q_{\text{мес}} \cdot B_i \cdot B_c \cdot \left(0,1 \cdot \frac{1}{n} \cdot \frac{K_i}{g_p} + \frac{1}{2n} \cdot \frac{R_H}{V_H}\right)$$

$$P_{\text{тп}1} = 12 \times 10322 \times 0,4 \times (0,1 \times 1 \times 4,0/15,7 + 0,5 \times 208,1/1060) = 49545,6 \times (0,025 + 0,098) = 6,094 \text{ тыс.т.,}$$

$$P_{\text{тп}2} = 12 \times 9207 \times 0,2 \times (0,1 \times 1 \times 2,4/4,7 + 0,5 \times 16,5/1060) = 22096,8 \times (0,051 + 0,008) = 1,303 \text{ тыс.т.,}$$

$$P_{\text{тп}3} = 12 \times 10322 \times 0,4 \times (0,1 \times 1 \times 4,0/15,7 + 0,5 \times 208,1/1060) = 49545,6 \times (0,025 + 0,098) = 6,094 \text{ тыс.т.,}$$

$$\text{где } K_{i1} = K_{c1} \times K_1 \times K_2 = 3,3 \times 1,1 \times 1,1 = 4,0$$

$$K_{i2} = 2 \times 1,1 \times 1,1 = 2,4$$

$$K_{i3} = 3,3 \times 1,1 \times 1,1 = 4,0$$

$$\text{Итого } 6,094 + 1,303 + 6,094 = 13,5 \text{ тыс.т.,}$$

$$P_{\text{п}} = 13,5/12 = 1 \text{ мес}$$

Норматив минимально необходимых вскрытых запасов определяется по формуле:

$$P_{\text{тв}i} = Q_{\text{мес}} \cdot B_i \cdot B_c \cdot \left(0,1 \cdot \frac{1}{n} \cdot \frac{K_i}{g_p} + \frac{1}{2n} \cdot \frac{R_H}{V_H} + \frac{R_{\text{гп}}}{V_{\text{гп}}}\right)$$

$$P_{\text{тв}1} = 12 \times 10322 \times 0,4 \times (0,1 \times 1 \times 4,0/15,7 + 0,5 \times 208,1/1060 + 217,8/1270) = 49545,6 \times (0,025 + 0,098 + 0,171) = 14,566 \text{ тыс.т.}$$

$$P_{\text{тв}2} = 12 \times 9207 \times 0,2 \times (0,1 \times 1 \times 2,4/4,7 + 0,5 \times 16,5/1060 + 147/1270) = 22096,8 \times (0,051 + 0,008 + 0,115) = 3,844 \text{ тыс.т.,}$$

$$P_{\text{тв}3} = 12 \times 10322 \times 0,4 \times (0,1 \times 1 \times 4,0/15,7 + 0,5 \times 208,1/1060 + 217,8/1270) = 49545,6 \times (0,025 + 0,098 + 0,171) = 14,566 \text{ тыс. т}$$

$$\text{Итого: } 14,566 + 3,844 + 14,566 = 32,976 \text{ тыс. т}$$

$$P_{\text{в}} = 32,976 : 12 = 3 \text{ мес.}$$

Итого технически необходимые нормативы запасов по степени подготовленности для рудника составляют:

Вскрытые – 3 месяца;

Подготовленные – 1 месяц;

Готовые к выемке – 0,5 месяцев.

4.13 Календарный план горных работ

4.13.1 Календарный график добычи руды

Календарный график добычи руды и металлов составлен исходя из запасов, принятых к проектированию, заданной годовой мощности рудника и с учетом срока ввода рудника в эксплуатацию, определенного календарным графиком строительства.

Добыча руды начинается в 2027 году (на второй год строительства) в объеме 50,785 тыс.т. руды в год на горизонтах плюс 835-875 м; в 2028 году (на третий год строительства) в добычу включаются запасы горизонтов плюс 735-785 м и плюс 875-905 м, с достижением производительности 144 тыс.т руды в год.

Добычу руды на горизонтах плюс 905-945 м, плюс 945-975 м и плюс 975-1005 м для поддержания заданной производительности, предполагается начать в 2029, 2030 годах эксплуатации рудника, соответственно.

Добыча на горизонтах плюс 1005-1055 м и плюс 1055-1105 м сопровождается снижением производительности рудника в связи с выбыванием нижних горизонтов. Оработка предохранительного целика на горизонтах плюс 735-785 м предусматривается в последний год добычи.

С проектной производительностью рудник эксплуатируется 3 года.

С учетом развития и затухания горных работ срок добычи руды составит 6 лет.

Календарный график добычи руды и металлов приведен в Приложении Г.

4.13.2 Календарный график горно-капитальных работ

Календарный график горнопроходческих работ разработан исходя из объёмов и темпов строительства, а также из условия вскрытия и отработки запасов.

Темпы проходки приняты в соответствии с НТП РК и составляют:

- околоствольные дворы, камерные выработки и сопряжения – 400 м³/мес.;
- наклонные выработки – 90 м/мес.;
- горизонтальные выработки – 90 м/мес.;
- капитальные вертикальные выработки – 45 м/мес.

Первоначально с горизонта плюс 875 м производится сбойка со штольной №2 (на отметке плюс 890 м). После обеспечения вентиляции проходческих работ осуществляется проходка автотранспортных уклонов и водоотливного комплекса на горизонте плюс 875 м.

С автотранспортного уклона №1 вскрываются горизонты плюс 785 м и плюс 735 м.

С автотранспортного уклона №2 вскрываются горизонты плюс 905 м, плюс 945 м, плюс 975 м, плюс 1005 м.

С автотранспортного уклона №3 вскрываются горизонты плюс 1055 м и плюс 1105 м и предусматривается сбойка со штольной №1 (на отметке плюс 1092 м).

Механизированный восстающий №1 проходится с горизонта плюс 735 м до горизонта плюс 875 м, сбивается с горизонтами плюс 785 м, плюс 835 м.

Механизированный восстающий №2 проходится с горизонта плюс 875 м до горизонта плюс 1005 м, сбивается с горизонтами плюс 905 м, плюс 945 м, плюс 975 м.

Срок строительства подземного рудника составляет 5 лет, с 2026 года по 2030 год.

Календарный график ГKR приведен в Приложении Д.

4.14 Внутрирудничный транспорт и подъем

4.14.1 Внутрирудничный транспорт

Перевозка людей.

Доставка людей на горизонты осуществляется через штольню №19. Для доставки людей с поверхности к рабочим местам предусматривается использовать доставочную машину типа Paus Minka 18A.

При вскрытии горизонтов плюс 735 м, плюс 785 м доставка рабочих на горизонты предусматривается по механизированному восстающему №1 посредством лифтового подъема.

При вскрытии горизонтов плюс 905 м, плюс 945 м и плюс 975 м доставка рабочих на горизонты предусматривается по механизированному восстающему №2 посредством лифтового подъема.

Перевозка горной массы.

Выдача руды и породы с горизонтов предусматривается в автосамосвалах. Руда складывается на площадке, с дальнейшей погрузкой в большегрузные автосамосвалы и доставкой на обогатительную фабрику.

Порода от проходческих и нарезных работ грузится в автосамосвалы и вывозится на внешний отвал, где складывается.

Выдача руды и породы с горизонтов предусматривается автосамосвалами типа Talpa ADT 15.

Доставка материалов.

Доставка материалов с поверхности на горизонты осуществляется через штольню №19. Для доставки материалов и оборудования проектом предусматривается использовать машину типа Multimes MF100 фирмы Normet с набором съемных кассет.

Доставка ВМ.

Доставка ВМ с поверхности на горизонты осуществляется через штольню №19. Для доставки ВМ в подземную раздаточную камеру проектом предусматривается использовать машину типа UNI 50-2ST PAUS фирмы Normet с кассетой для перевозки ВМ.

Доставка ГСМ.

Доставка ГСМ с поверхности на горизонты осуществляется через штольню №19. Для доставки ГСМ в пункт заправки самоходного оборудования проектом предусматривается использовать машину типа Utimec LUBE400 фирмы Normet с кассетой для перевозки ГСМ.

4.14.2 Подъемные установки

Для обеспечения механизированного выхода людей и технологических разъездов между горизонтами предусмотрены механизированные восстающие, оборудованные грузопассажирскими подъемниками типа ПШЛ-1000.

4.15 Вентиляция подземного рудника

Для проветривания горных выработок месторождения планом горных принята фланговая схема и нагнетательный способ проветривания с использованием главной вентиляторной установки штольни №19.

Расчетное потребное количество свежего воздуха определено из норматива подачи свежего воздуха для разжижения выхлопных газов (5 м³/мин на 1 л.с двигателя внутреннего сгорания самоходного оборудования) и составляет 142 м³/с (Приложение А).

Подача потребного свежего воздуха осуществляется по штольне №19, далее по транспортным штрекам и ортам поступает в районы ведения очистных работ.

Очистные работы проветриваются за счет общешахтной депрессии, тупиковые горнопроходческие выработки проветриваются вентиляторами местного проветривания.

Загрязненный воздух по вентиляционно-ходовым, механизированным восстающим поступает к вентиляционному восстающему и далее выдается на поверхность.

Распределение воздуха по горным выработкам показано на схемах вентиляции, которые приведены на чертеже кпн-2024-ПР, лист 17.

Баланс подаваемого и выдаваемого воздуха приведен в таблице 4.15.1.

Таблица 4.15.1– Баланс подаваемого и выдаваемого воздуха

Наименование выработок	Расчетное количество воздуха, м ³ /с	Подсосы/у течи, м ³ /с	Количество воздуха у диффузора вентилятора, м ³ /с
Подача воздуха			
Штольня №19	142	-/22	164
Выдача воздуха			
Штольня №1 (на отметке плюс 1092 м)	29	-	-
Вентиляционный восстающий	85	-	-
Штольня №2 (на отметке плюс 890 м)	28	-	-
Итого	142		

Контроль содержания токсичных и взрывоопасных газов в рудничной атмосфере, должен производиться с применением переносных и стационарных газоопределяющих приборов, а также путем периодического отбора проб рудничного воздуха и лабораторного их анализа.

Для определения в рудничной атмосфере содержания кислорода, углекислого газа, рекомендованы шахтные интерферометры типа ШИ-3, ШИ-6, ШИ-5, ШИ-3/100, для определения окиси углерода, окислов азота, сероводорода и сернистого газа – химические газоопределятели и газоанализаторы типа ГХ-1, ГХ-4, ГСО-2, УГ-1, РДВ-2, ОС-3, Унор, ООГ-2.

Проветривание тупиковых очистных и подготовительных выработок предусматривается осуществлять с помощью вентиляторов местного проветривания типа ВМЭ-5 или ВМЭ-12.

Распределение воздуха по выработкам предусматривается осуществлять с помощью вентиляционных дверей, окон, перемычек, регуляторов воздушной струи.

Планом горных работ предусматривается установка долговременных вентиляционных сооружений, обеспечивающих движение воздуха по магистральным ветвям (чертежи планов горизонтов и схема вентиляции рудника).

Конкретные места установки вентиляционных сооружений для распределения количества воздуха по выработкам определяются в процессе эксплуатации рудника при составлении вентиляционных планов.

Для предупреждения утечек воздуха на пути его движения необходимо принимать следующие меры:

- закрывать воздухопроницаемыми перемычками вентиляционные и другие выработки по истечении в них надобности в результате подвигания очистных или подготовительных работ;

- между выработками с входящими и исходящими струями устанавливать чураковые или каменные перемычки на глиняном, известковом, или цементном растворе с покрытием их изолирующими материалами (полиэтиленовая пленка или отработанные вентиляционные рукава);

- осмотр перемычек производить не реже одного раза в неделю.

4.15.1 Мероприятия по комплексному обеспыливанию рудничной атмосферы

В соответствии с «Правилами обеспечения промышленной безопасности...», предельно-допустимая концентрация пыли в рудничном воздухе и на рабочих местах не должна превышать 4 мг/м³.

Для создания нормативных санитарно-гигиенических условий труда подземных рабочих проектом предусматривается осуществление комплекса мероприятий по обеспыливанию рудничной атмосферы.

4.15.2 Мероприятия по очистке подаваемого в выработки рудника воздуха

Подаваемый в выработки рудника воздух должен иметь запыленность не более 30% от установленной «Правилами обеспечения промышленной безопасности...» санитарной нормы.

Выполнение данного требования обеспечивается:

- асфальтированием и регулярным орошением подъездных дорог к воздухоподающим выработкам рудника;

- озеленением промплощадок стволов шахт;

- устройством водяных завес на воздухоподающих квершлагах и регулярным смывом пыли с поверхности этих выработок.

4.15.3 Мероприятия по предупреждению образования пыли в рудничной атмосфере и на рабочих местах

Предупреждение образования взвешенной пыли в рудничной атмосфере и на рабочих местах обеспечивается:

- устройство водяных завес на воздухоподающих выработках и в местах перегрузки руды;

- смывом пыли с поверхности выработок;

- увлажнением горной массы при погрузке и разгрузке;

- бурением скважин и шпуров с обязательной промывкой водой с добавлением смачивателя типа «дибутил»;

- применением на взрывных работах гидрозабойки шпуров и скважин; гидромин и туманообразователей.

Для устранения распространившейся в рудничной атмосфере пыли проектом предусматривается:

- интенсивное проветривание выработок, обеспечивающее вынос тонкодисперсной пыли;
- рециркулярное проветривание тупиковых забоев вентиляторами местного проветривания.

Для осуществления мероприятий по комплексному обеспыливанию рудничной атмосферы проектом предусматривается применение технических средств регулирования воздуха и пылеподавления, перечень которых приведен в таблице 4.15.2.

В тех случаях, когда на рабочих местах не могут быть использованы данные средства борьбы с пылью, предусматривается применение индивидуальных средств защиты - противопылевых респираторов типа «Лепесток», «Астра» и РПЦ-22.

Таблица 4.15.2 - Перечень рекомендуемых средств регулирования расхода вентиляционного воздуха и пылеподавления

Виды работ	Рекомендуемые средства	Краткая техническая характеристика	
		Показатель	Величина показателя
1	2	3	4
1. Распределение воздуха по отдельным выработкам, блокам и участкам	Автоматический секционный регулятор расхода воздуха РВС –4 М	Производительность, м ³ /с Депрессия, да Па Точность регулирования по производительности, % Масса, кг Тип привода	2÷5 5-100 ±10 52 энергия потока
2. Обеспыливание входящего и исходящего воздуха	Водяная завеса с полуавтоматической блокировкой ПБ -1	Расход воды, дм ³ /мин Давление воды, МПа Количество датчиков: кнопочных троллейных Потребляемая мощность, Вт Время отключения, с Влажность воздуха, % Эффективность улавливания пыли, % Габаритные размеры, мм	до 20 0,5÷1,0 2 2 200 20 до 100 35÷40 455x365x145

Виды работ	Рекомендуемые средства	Краткая техническая характеристика	
		Показатель	Величина показателя
1	2	3	4
3. Обеспыливание воздуха	Электрофильтр ЭПМ –55 М	Производительность, м ³ /с Запыленность, мг/ м ³ : на входе на выходе Депрессия, да Па Температура очищаемого воздуха, °С Мощность потребляемая, кВт Габаритные размеры, мм: ширина высота длина Масса, кг Питание Управление работой	15 до 10 менее 0,6 3 от +1 до +35 2,6 3700 2535 1596 1650 от серийно-выпускаемых электроагрегатов автоматическое и дистанционное
4. Аспирация и обеспыливание воздуха от подземных дробилок и опрокидов	Пылеуловитель ПР-20	Производительность, м ³ /с Запыленность, мг/ м ³ : на входе на выходе Температура воздуха, °С Расход воды, м ³ /ч Потребляемая мощность, кВт Габаритные размеры, мм: ширина высота длина Масса, кг	5,5÷6,7 до 100 менее 0,6 от +1 до +35 2,4 16 5100 2100 2220 1350

Виды работ	Рекомендуемые средства	Краткая техническая характеристика	
		Показатель	Величина показателя
1	2	3	4
5. Проветривание забоев горизонтальных выработок	Рудничный эжектор пневматический РЭП-500	Производительность, м ³ /с Давление сжатого воздуха, МПа Расход сжатого воздуха, м ³ /мин. Габаритные размеры, мм: длина диаметр Масса, кг	3,5 0,4 8,5 1000 500 17
6. Проветривание забоев вертикальных выработок при бурении шпуров	Форсуночный рециркулятор ФР-2	Производительность, м ³ /с Эффективность очистки воздуха При начальной концентрации пыли 2-10 мг/м ³ , % Давление воды, МПа Расход воды, л/мин Габаритные размеры, мм: диаметр высота Масса, кг	0,67 30÷60 1,0 18,6 350 1300 12
7. Орошение стенок и кровли откаточных выработок	Поливочная машина	Удельный расход воды, дм ³ /м ² Число орошений в смену Число орошений при использовании растворов гигроскопических солей Тип насоса	не менее 0,1 1 1 раз в месяц Ш-125 или 2К-6

Виды работ	Рекомендуемые средства	Краткая техническая характеристика	
		Показатель	Величина показателя
1	2	3	4
8. Смачивание водой поверхности выработки призабойной зоны перед началом взрывных работ	Дальнобойный ороситель ДО -2	Расход воды, дм ³ /мин Давление воды, МПа Дальнобойность, м Масса, кг	до 40 0,4÷0,8 до 17 1,4
9. Взрывные работы при проходке горизонтальных выработок, не опасных по взрывам сульфидной пыли	Гидромины	Размеры приямка, м Количество воды, дм ³ Расстояние приямка от забоя, м Опережение взрывания: - при электроогневом взрывании шпуровых зарядов, с; - при электрическом взрывании, мс Концентрация капель в водяной завесе начальная, г/м ³	00,7x0,7x0,4 200 0,5÷1,0 5 25 100÷500

4.16 Водоотлив

Шахтную воду с объемом водопритока от 10,6 м³/ч до 27 м³/ч перекачивается в пруд накопитель емкостью около 75 000 м³.

Координаты расположения пруда накопителя

1	48°29'33.09"C	85°46'41.80"B
2	48°29'32.67"C	85°46'59.85"B
3	48°29'21.12"C	85°47'4.38"B
4	48°29'21.76"C	85°46'47.13"B

После отстаивания очищенная вода будет использоваться на технологические нужды подземного рудника (бурение, торкретирование, орошение и пр.) в объеме 5,5 м³/ч, а также на технологические нужды фабрики в объеме порядка 4,5 м³/ч.

Пруд-накопитель состоит из двух карт (емкостей) каждая по 37 400 м³ каждая. Так как основное назначение пруда-испарителя — предотвращение загрязнения окружающей среды вредными отходами производства пресной воды, его дно должно быть выстлано плотным покрытием, предотвращающим просачивание раствора в землю. Для этого на дне пруда устраивают, так называемый, противифльтрационный экран. В качестве материала для такого экрана используется геомембрана из различных полимерных материалов.

Водопритоки	м³/ч	м³/сутки	кол-во дней	тыс. м³/год
Нормальный	10.6	254.4	325	82.7
Повышенный	27	648	40	25.9
Итого				108.6
Техн. нужды рудника	5.5	132	350	46.2
Техн. нужды ОФ (подпитка)	4.5	108	350	37.8

Расчет расхода воды в пруде-испарителе

Годовое поступление воды в пруд, тыс. м³/год				Годовые потери воды из пруда, тыс. м³/год				Остаток воды в пруду, тыс. м³
Годы добычи	Их шахты	От атмосферных осадков	Всего	На технологически нужны подземного рудника	На испарение	На нужды обогатительной фабрики	Всего	
1	108.6	22.2	130.8	46.2	38.0	37.8	122.0	8.8
2	108.6	22.2	130.8	46.2	38.0	37.8	122.0	17.6
3	108.6	22.2	130.8	46.2	38.0	37.8	122.0	26.4
4	108.6	22.2	130.8	46.2	38.0	37.8	122.0	35.2
5	108.6	22.2	130.8	46.2	38.0	37.8	122.0	44.0
6	108.6	22.2	130.8	46.2	38.0	37.8	122.0	52.8
Остаток воды в пруду на конец отработки								52.8

4.17 Отвальное хозяйство

Отвалообразование включает выгрузку породы, планировку отвалов и дорожно-планировочные работы. Способ сооружения отвалов – периферийный.

Характеристика отвалов: по числу ярусов – одноярусные; по рельефу местности – равнинные; по обслуживанию вскрышных участков – отдельные; способ отвалообразования – бульдозерный.

Разгрузка породы из автосамосвалов при формировании яруса отвала производится по окраине отвального фронта на расстоянии 3-5 м от бровки отвала за возможной призмой обрушения.

У верхней бровки уступа отвала создается предохранительный вал высотой 1 м и шириной 3,0 м для ограничения движения автосамосвала задним ходом. При отсутствии предохранительного вала запрещается подъезжать к бровке разгрузочной площадки ближе, чем на 5 м. Кроме того, площадка бульдозерного отвала имеет по всему фронту разгрузки уклон до 30, направленный от бровки откоса в глубину отвала.

Разгрузка породы из автосамосвалов при формировании яруса отвала производится по окраине отвального фронта на расстоянии 3-5 м от бровки отвала за возможной призмой обрушения.

У верхней бровки уступа отвала создается предохранительный вал высотой 1 м и шириной 3,0 м для ограничения движения автосамосвала задним ходом. При отсутствии предохранительного вала запрещается подъезжать к бровке разгрузочной площадки ближе, чем на 5 м. Кроме того, площадка бульдозерного отвала имеет по всему фронту разгрузки уклон до 30, направленный от бровки откоса в глубину отвала.

Общий объем транспортировки пустых пород из шахты за период подземной добычи составит: Горно-капитальные работы – 160,07 тыс. м³, подготовительно-нарезные работы 122,49 тыс. м³ из них, около 15 000 м³ предусматривается использовать при строительстве дамб и 20 000 м³ на подсыпку технологических дорог.

Площадь пятна под породный отвал 73 300 м²

Координаты угловых точек

№ точки	Широта	Долгота
1	48°29'13.77"C	85°47'20.50"B
2	48°29'14.38"C	85°47'29.77"B
3	48°29'8.28"C	85°47'33.52"B
4	48°29'7.13"C	85°47'25.76"B

5 ОХРАНА НЕДР

5.1 Охрана и рациональное использование недр

С целью предотвращения необоснованных потерь полезных ископаемых и обеспечения безопасности ведения горных работ в соответствии с требованиями Кодекса Республики Казахстан «О недрах и недропользовании», в план горных работ включены специальные мероприятия, включающие последовательную отработку запасов, а также согласованный график ведения горно-капитальных, горно-подготовительных и очистных работ в подземном руднике.

Планом горных работ предусматривается в процессе ведения добычных работ осуществлять:

- опережающее геологическое изучение недр (эксплуатационная разведка);
- первоочередная проходка эксплоразведочных выработок при подготовке выемочных единиц (блоков) с целью уточнения контуров промышленного оруденения и свойств руд и вмещающих пород;
- определение количества и качества готовых к выемке запасов полезных ископаемых, нормативы эксплуатационных потерь и разубоживания по выемочным единицам;
- ведение регулярных геологических наблюдений в очистных забоях и своевременный геологический прогноз для оперативного управления горными работами;
- при производстве добычных (очистных) работ не допускается выборочная отработка богатых или легкодоступных участков месторождения, приводящая к необоснованным потерям балансовых запасов полезных ископаемых;
- горно-капитальные выработки заложены на безрудных участках, за пределами зоны влияния подземной разработки и не допускают образования временно-неактивных запасов полезного ископаемого;
- предусмотрена полевая подготовка блоков без оставления рудных целиков;
- для обеспечения полноты и качества извлечения руды из блоков производится оперативное опробование (экспресс-анализ) выпускаемой руды;
- проведение наблюдений за проявлением горного давления и сдвижением массива в процессе подготовки выемочных единиц.

На каждую выемочную единицу недропользователем заводится паспорт, отражающий учет состояния и движения запасов полезных ископаемых, фактическое выполнение показателей потерь и разубоживания и состояние горных работ.

Учет добычи ведется по каждой выемочной единице.

Не допускается оставление в недрах запасов полезного ископаемого, предоставленных недропользователю условиями лицензии или контракта.

Планом горных работ предусматривается комплексное извлечение и переработка многокомпонентного минерального сырья.

5.2 Сведения о неактивных запасах

Согласно классификации запасов по степени подготовленности к выемке из «Инструкции по учету вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов руды

и песков», Москва «Недра» 1977 г., к временно-неактивным относятся запасы полезного ископаемого, выделяющиеся из подготовленных, которые находятся:

- во временных целиках (междукамерных, потолочинах, днищах и др.);
- в блоках, очистная выемка которых по горнотехническим условиям временно невозможна (наличие неотработанных запасов полезного ископаемого на вышележащих горизонтах, неотработанных залежей в висячем боку и т.п.);
- в раздавленных и заваленных участках, нарезка или выемка которых временно невозможна.

В настоящем плане горных работ, исходя из системы разработки и горнотехнических условий выделяются временно-неактивные запасы в предохранительном целике штольни №19, которые отрабатываются последний год добычи в 2032 году.

6 ОБЪЕКТЫ ГОРНОГО И ВСПОМОГАТЕЛЬНОГО ПРОИЗВОДСТВА

6.1 Здания и сооружения горного и вспомогательного производства

Промышленная площадка рудника месторождения «Манка» представлена следующими вновь строящимися объектами (см. таблицу 6.1 и КНП-2024-ГТ):

Таблица 6.1 – Объекты промышленной площадки рудника месторождения Манка

№ по генплану	Наименование	Примечание
1.1	Главная вентиляционная установка	
1.2	Котельная установка	
1.3	Склад угля	
2	Штольня №1	
3	Штольня №2	
4	Отвал	
5	Комплекс пруда накопителя	
5.1	Пруд № 1 емкостью 37 400 м ³	
5.2	Пруд № 2 емкостью 37 400 м ³	
5.3	Насосная станция	
6	Отвал золы	
7	АЗС	
8	Подстанция 35/10 кВ	

6.1.1 Главная вентиляционная установка

Для проветривания горных выработок рудника месторождения «Манка» предусматривается строительство главной вентиляторной установки на площадке штольни №1. Вентиляторная установка нагнетательного действия. В здании главной вентиляторной установки предусмотрены два осевых вентилятора ВО-28АР (один в работе, один в резерве).

Подача воздуха осуществляется по вентиляционному каналу. Расчетная депрессия 1780 даПа, подача 142 м³/с. Реверсирование воздушной струи производится изменением направления вращения приводного двигателя и направляющего аппаратов.

Основные технические данные вентилятора ВО-30 приведены в таблице 6.2.

Таблица 6.2 - Техническая характеристика вентилятора АВМ-28

№ п/п	Наименование параметра	Значение
1	Диаметр рабочего колеса, мм	2800
2	Номинальная производительность, м ³ /с (max)	197
3	Тип вентилятора	осевой
4	Мощность электродвигателя, кВт	630
5	Напряжение, кВ	10

Вентиляторные установки предусматривается оборудовать системой автоматизированного управления и контроля, позволяющей работать вентиляторным в автоматическом режиме, управление с пульта диспетчера по радиоканалу или модемной связи, передачу информации по работе вентиляторных на пульт диспетчера рудника, необходимые защиты, блокировки и сигнализацию.

Проектом предусмотрен грузоподъемный механизм кран мостовой электрический двухбалочный опорный, грузоподъемность 20 т, пролет крана 15,5 м, высота подъема 10 м, мощность 21,6 кВт, напряжение 380 В.

При необходимости возможно предусмотреть замену вентилятора на аналоговый согласно габаритам и параметрам проектируемого вентилятора.

Подогрев воздуха, поступающего в шахту в зимнее время, осуществляется калориферными установками, установленными в здании калориферной. Калориферная установка запроектирована для обогрева наружного воздуха, предназначенного для вентиляции горных выработок рудника в зимний и переходный период. Калориферная установка предусматривает подачу нагретого воздуха в шахту за счет нагнетания, создаваемого вентилятором главного проветривания.

Калориферная установка находится на всасывающей стороне вентилятора. К вентилятору подводится весь шахтный воздух в подогретом состоянии. Падение давления на калорифере не должно превышать 200-350 Па. Конструкцией калориферной установки предусматривается возможность реверса воздушной струи в обход нагревательных элементов. Проемы для прохода наружного воздуха располагаются на высоте более 2,0 м от уровня почвы.

Для условий рудника приняты калориферы водяные.

Расчеты мощностей калориферных установок рассчитаны по формуле:

$$P = (t_v - t_n) \times L \times C_v / 1000, \text{ кВт}$$

где t_v - требуемая температура в выработках, согласно НТП РК – 2°C;

t_n - минимальная критическая зимняя температура воздуха – минус 36°C;

L - производительность по воздуху, м³/ч ($L = 142,0 \text{ м}^3/\text{сек} = 511200 \text{ м}^3/\text{ч}$);

C_v - объемная теплоемкость воздуха, равная 0,336 Вт•ч/м³/°C

Подставив в формулу значения получим:

$$P = (2 - (-36)) \times 511200 \times 0,336 / 1000 = 6527 \text{ кВт.}$$

6.1.2 Котельная установка

Для подготовки теплового носителя для калориферной установки, предусмотрена установка блочно модульной котельной марки БМК 7,5, установленной тепловой мощностью 7,5 МВт. Технические характеристики котельной установки представлены в таблице 6.3

Здание БМК 7,5 состоит из блок-модулей. Для обеспечения проходов между технологическим оборудованием во время эксплуатации в котельной предусматриваются модули вставки 1 м шириной. Модули монтируются на фундамент и соединяются между собой в единую конструкцию сварными соединениями. После монтажа блоков крепятся фасонные элементы стенового и кровельного ограждения. Каркас модулей БМК изготавливается из профильной трубы и швеллера, покрытых огнезащитным покрытием для обеспечения требуемого класса огнестойкости. Стеновое и кровельное ограждение выполняется из панелей типа "сэндвич". Стены и кровля – панели толщиной 150 - 200 мм.

Внутренние поверхности ограждающих конструкций выполнены гладкими и окрашены влагостойкой и огнестойкой краской в светлые тона. Двери устанавливаются противопожарные. Одиночное остекление блоков оконных проемов выполняет дополнительную функцию - легкобрасываемых конструкций. Открывающиеся окна дополнительно выполняют функции приточной вентиляции.

Таблица 6.3 – Технические характеристики котельной установки

Наименование	Значение
Марка	БМК 7,5
Тип котельной по типу теплоносителя	водогрейная
Общая установленная тепловая мощность, МВт	7,5
Категория котельной по надежности теплоснабжения	2
Расчетная тепловая мощность котельной, кВт	7500
Установленные котлы, марка	КВм-2.5
Количество котлов	3
Наличие ГВС (подогрев воды для горячего водоснабжения)	Нет
Наличие бытовых помещений в котельной	Да
Вид топлива, основной	Твердое, уголь
Расход топлива расчетный, не более, кг/ч (условный КПД 100%)	1485
Расход топлива расчетный, не более, кг/ч (КПД 25%)	464
КПД, не менее, %	80
Диапазон регулирования, %	25-102
Температура перед котлом, не менее, С°	70
Температура воды на выходе из котельной в тепловые сети, не более, С°	95
Максимальное рабочее давление воды, не более, МПа	0,6
Габариты здания котельной в рабочем положении, не более, длина, ширина, высота, м	13.2×13.5×7.5
Количество труб дымовых, шт	1
Труба дымовая диаметр, мм	1000
Труба дымовая высота, м	31
Тип топливоподачи и шлакоудаления	Механическая

6.1.2.1 Склад угля

На площадке штольни №1, вблизи котельной установки, организован расходный склад угля. Склад – открытый, представлен в виде площадки с твердым покрытием размерами 15х15 м, по периметру площадки организован водосборный лоток и зумпф, объемом 3,5м³.

Уголь хранится в штабеле, размер штабеля 12х12м, высотой 2,5м. Емкость склада – 180м³ (144тонн) угля, что обеспечивает бесперебойную работу котельной установки в течении 15 суток.

Базисный склад угля организован на существующей площадке материально-технического снабжения рудника месторождения «Манка», где обеспечен запас по каменному углю на 3 месяца.

6.1.2.2 Отвал золы

Отвал золошлаковых отходов, эксплуатации котельной установки, организован вблизи отвала вскрышных пород. Золошлаковые отходы складироваться на площадке с твердым покрытием размерами 25х25 м, по периметру площадки организован водосборный лоток и зумпф, объемом 3,5м³. Размер отвала 20х20м, высотой 2,5м, объем отвала – 820м³ (1650тонн) золошлаки, что соответствует пяти годам работы рудника.

6.1.3 АЗС (контейнерного типа)

Для заправки топливом рудничного и вспомогательного транспорта, на юго-восточной площадке рудника месторождения «Манка», вблизи стоянки транспорта, организована контейнерная заправочная станция КАЗС - 30 (20+10) на два вида топлива, оснащенная топливораздаточными колонками. Конструкция КАЗС представляет собой двухстенный резервуар, в котором хранится топливо. Топливораздаточные колонки и система управления отпуском нефтепродуктов располагается в технологическом отсеке станции и отделяется от резервуаров специальной противопожарной перегородкой, а также оснащается поддонами с патрубками слива проливов.

Комплектация КАЗС:

- Резервуар двухстенного исполнения, двухсекционный V=30м³ (20+10), изготовлен из ст.3 (4+4 мм), оснащенный технологическими отсеками с торцов емкости с оборудованием для приема и выдачи топлива, отделенными от резервуара противопожарными перегородками, дверными проемом со створками, фиксируемыми в открытом положении, экологическим поддонами, для сбора аварийных проливов, лестницами для обслуживания.

- Линия контроля меж стенного пространства, оснащенная клапаном предохранительным, манометром, предохранительной арматурой.

- Патрубок линии обесшламливания (зачистки) с заглушкой.

- Линия деаэрации: клапан дыхательный совмещенный с огнепреградителем СМДК-50 фланцевое исполнение с краном шаровым – 2 шт.;

- Пробоотборная линия: люк замерный ЛЗ-150 – 2 шт.

- Линия приема топлива на каждый вид топлива (для предотвращения смешения топлив): Узел линии налива с гидрозатвором и фильтром УЛН-80 (ПНСК), оснащенный муфтой сливной МС-2Н – 2 шт, электронасосный агрегат взрывозащищенного исполнения КМ 80-65-140Е – 2 шт.

- Линия выдачи: Топливораздаточная колонка «Топаз-511-Х4-200Х/1Х Ув» – 1 шт., и «Топаз-511-Х1-200Х/1Х Ув» – 1 шт. ТРК предназначена для работы с системой «Автономный налив», GSM передача данных.

- Линия контроля: Уровнемеры магнитострикционные ПМП-201 ВЗИ исполнения (предназначен для непрерывного контроля уровня, температуры, плотности нефтепродукта в резервуаре, уровня подтоварной воды и передачи данных на систему управления), Сигнализатор многоканальный МСК-500-3ВЗ ВЗИ исполнения.

- Электрика: Светильники взрывозащищенного исполнения в тех. отсеках наполнения и выдачи топлива, шина заземления, пост взрывозащищенный кнопочный ПВК (для управления насосами при сливе топлива), устройство

заземления автоцистерн УЗА-220В, молниеотвод 7 метров, модули порошкового пожаротушения «Буран -2,5», установлены в зонах приема и выдачи топлива.

6.2 Инженерные системы и коммуникации

6.2.1 Воздухоснабжение потребителей подземного комплекса

Сжатый воздух на руднике используется при технологических процессах бурения и зарядания шпуров и скважин, а также для крепления кровли проходческих забоев.

Расчетная производительность компрессоров при максимальной потребности в сжатом воздухе составляет 28,7 м³/мин.

Снабжение потребителей сжатым воздухом предусматривается осуществлять от двух компрессоров типа DOOSAN и ДЭН 132, производительностью 20,0 м³/мин и 12,0 м³/мин, соответственно. Каждый компрессор представляет отдельную компрессорную станцию, смонтированную на отдельную раму.

Потребное количество сжатого воздуха обеспечивается при одновременной работе компрессоров. Также предусматривается один компрессор (резервный) для обеспечения требуемого расхода сжатого воздуха при авариях.

Передвижные компрессоры применяются для снабжения воздухом пневматического оборудования (при бурении, для откачки воды из забоя, при зарядании шпуров и др.) и устанавливаются в одной из свободных выработок рабочего этажа с соблюдением безопасных зазоров и ПТЭ электрооборудования. Также могут устанавливаться, при необходимости, в породных складах с целью экономии электроэнергии.

Поскольку для воздухоснабжения применяются передвижные компрессоры (максимально приближенные к потребителям) отпадает необходимость в прокладке стационарных воздушных сетей.

Распределение воздуха к потребителям осуществляется по временным схемам с использованием гибких резиновых рукавов Г(IV)-6,3-80-94-У и Г(IV)-6,3-100-112 по ГОСТ 18698-73.

Трубопровод в горных выработках подвешивается на металлических крючьях. Трубопроводы имеют распределители с воздушными кранами Ø 50 мм, к которым присоединяются гибкие воздушные шланги (30-40 м) для соединения с оборудованием.

6.2.2 Водоснабжение потребителей подземного комплекса. Шахтный водоотлив

Для питьевых нужд используется вода привозная бутилированная. Доставка производится автомашиной до мест раздачи и получения необходимого количества воды.

Водоснабжение рудника для технологических нужд осуществляется за счет повторного использования шахтных вод (оборотное водоснабжение).

На площадке рудника предусматриваются сети водоснабжения, отвод шахтной воды.

Шахтная вода отводится по штольне №2 в пруд накопитель на поверхности для отстоя и повторного использования.

6.2.2.1 Водоснабжение и пожаротушение рудника

Для технических нужд и пожаротушения рудника, вода с пруда отстойника расположенных на поверхности (отм. +1060 м) подается на рабочий горизонт +1105 м по трубопроводам диаметром 100 мм.

Согласно, правил обеспечения промышленной безопасности пожарно-оросительный трубопровод оборудуется однотипными пожарными кранами, которые пронумеровываются и размещаются:

- у всех камер на расстоянии 10 метров со стороны поступающей струи воздуха. Рядом с пожарным краном устанавливается ящик с одним рукавом длиной 20 метров и пожарным стволом;
- в горизонтальных выработках, не имеющих пересечений и ответвлений, в наклонных стволах и штольях - через 200 метров;
- в наклонных выработках, не имеющих пересечений и ответвлений - через каждые 100 метров.

Для отключения отдельных участков пожарно-оросительного трубопровода или подачи всей воды на один пожарный участок на трубопроводе располагаются задвижки в следующих местах:

- на всех ответвлениях водопроводных линий;
- на водопроводных линиях, не имеющих ответвлений - через каждые 400 метров.

Пожарно-оросительные трубопроводы оборудуются распределительными и регулирующими давление устройствами, которые последовательно пронумеровываются и наносятся на схему водопроводов с указанием порядка их применения.

6.2.2.2 Шахтный водоотлив

Главный водоотлив горизонта +735 м

Согласно исходным данным, нормальный водоприток грунтовых вод в подземный рудник составляет 10,6 м³/час, максимальный 27 м³/час, для технологических нужд 5,5 м³/час. Общее количество воды составляет 32,5 м³/час.

Для откачки воды с горизонта +735 м, проектом предусмотрен главный водоотлив с двумя водосборниками. В насосной камере размещены три насоса ЦНС 60-198 (один в работе, один в резерве, один в ремонте).

Все три насосных агрегата подключены к одному заливочному насосу ГНОМ 10-10.

Откачка воды производится двумя трубоставами (один в работе, один в резерве) проложенных по горизонту +735 м и далее по механизированному восстающему №1 выдача идет на горизонт +875 м в водоотливную канавку.

Всасывающий трубопровод диаметром 159х4,5 (ГОСТ 8732-78), диаметр нагнетающего трубопровода так же 159х4,5 (ГОСТ 8732-78). Регулировка насосов, выбора потока по одному из трубоставов и насоса заливочного осуществляется задвижками.

Отключение насоса осуществляется при достижении нижнего уровня воды (уровни указаны на чертеже).

При достижении аварийного уровня воды требуется подключение резервного насоса.

Для регулировки движения воды по одному из трубопроводов предусмотрены задвижки стальные клиновые приварные ЗС150.16.4311 с выдвижным шпинделем DN 150, Ру 1,6 МПа, с электроприводом, мощность 1,7 кВт, напряжение 380 В в количестве 6 штук.

Краткая характеристика насосов дана в таблице 6.4.

Таблица 6.4 - Краткая характеристика насосов ЦНС 60-198

Наименование	Ед. изм.	Главный водоотливной комплекс гор. +735 м
Тип насоса		ЦНСА 60-198
- производительность	м ³ /ч	60
- напор	м	198
Электродвигатель		
- мощность	кВт	55
- частота вращения	об/мин	2950
- напряжение	В	660
Число установленных насосов	шт.	3 (1 рабочий, 1 резервный, 1 в ремонте)
Диаметр нагнетательных ставов	мм.	159х4,5
Число нагнетательных ставов	шт.	2
Масса	кг	805

Главный водоотлив горизонта +875 м

Для откачки воды с горизонта +875 м, предусматривается главный водоотлив с двумя водосборниками. В насосной камере размещены три насоса ЦНС 60-330 (один в работе, один в резерве, один в ремонте).

Все три насосных агрегата подключены к одному заливочному насосу ГНОМ 10-10.

Откачка воды производится двумя трубопроводами (один в работе, один в резерве) проложенных по горизонту +875 м. Выдача воды на поверхность осуществляется через штольную №2 и далее в пруд накопитель на отметке +1060 м.

Всасывающий трубопровод диаметром 159х5,0 (ГОСТ 8732-78), диаметр нагнетающего трубопровода так же 159х5,0 (ГОСТ 8732-78). Регулировка насосов, выбора потока по одному из трубопроводов и насоса заливочного осуществляется задвижками.

Отключение насоса осуществляется при достижении нижнего уровня воды (уровни указаны на чертеже).

При достижении аварийного уровня воды требуется подключение резервного насоса.

Для регулировки движения воды по одному из трубопроводов предусмотрены задвижки стальные клиновые приварные ЗС150.16.4311 с выдвижным шпинделем DN 150, Ру 1,6 МПа, с электроприводом, мощность 1,7 кВт, напряжение 380 В в количестве 6 штук.

Краткая характеристика насосов дана в таблице 6.5.

Таблица 6.5 - Краткая характеристика насосов ЦНС 60-330

Наименование	Ед. изм.	Главный водоотливной комплекс гор. +875 м
Тип насоса		ЦНСА 60-330
- производительность	м ³ /ч	60
- напор	м	330
Электродвигатель		
- мощность	кВт	110
- частота вращения	об/мин	2950
- напряжение	В	660
Число установленных насосов	шт.	3 (1 рабочий, 1 резервный, 1 в ремонте)
Диаметр нагнетательных ставов	мм.	159х5,0
Число нагнетательных ставов	шт.	2
Масса	кг	1300

Насосные агрегаты и размер камер подбирался с учетом возможного увеличения водопритока.

6.2.2.3 Комплекс пруда накопителя

Шахтную воду с объемом водопритока от 10,6 м³/ч до 27 м³/ч перекачивается в пруд накопитель общей емкостью около 75 000 м³, представленный двумя картами объемом 37 400 м³ каждая и насосной оборотного водоснабжения (см. рисунок 6.1).

После отстаивания очищенная вода будет использоваться на технологические нужды подземного рудника (бурение, торкретирование, орошение и пр.) в объеме 5,5 м³/ч, а также на технологические нужды фабрики в объеме порядка 4,5 м³/ч.

Так как основное назначение пруда-испарителя – предотвращение загрязнения окружающей среды, по дну и периметральной дамбе пруда организован противодиффузионный экран. В качестве материала для такого экрана используется геомембрана из различных полимерных материалов.

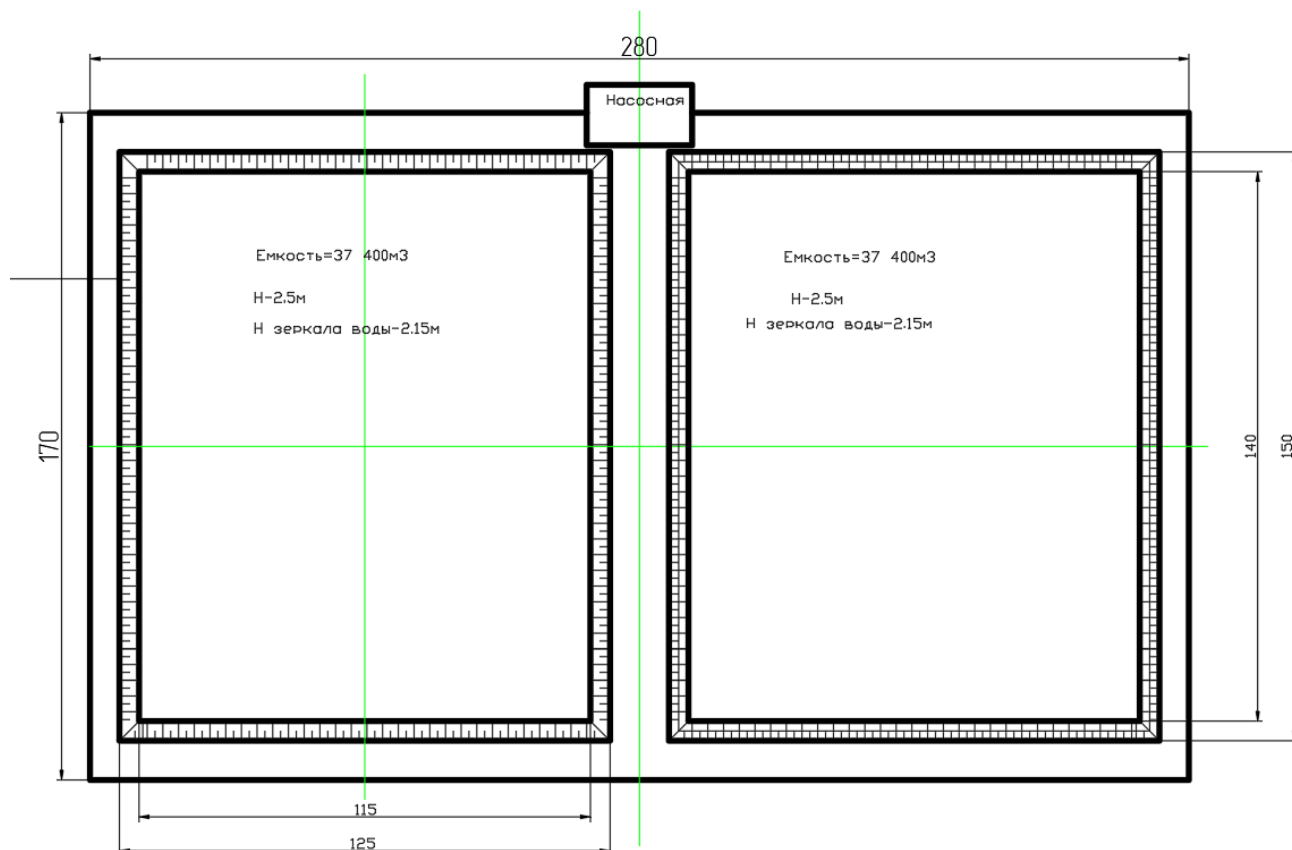


Рисунок 6.1 – Комплекс пруда накопителя рудника месторождения «Манка»

7 ПРОИЗВОДСТВЕННАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ

7.1 Меры охраны зданий и сооружений от вредного влияния подземных разработок

Подземная разработка рудных месторождений неизбежно сопровождается деформированием горного массива, а по мере увеличения выработанного пространства процесс сдвижения достигает земной поверхности.

На форму проявления, характер и параметры процесса сдвижения массива пород и земной поверхности влияют основные факторы:

- формы и размеры выработанного пространства;
- глубина отработки;
- углы падения рудных тел и вмещающих пород;
- физико-механические свойства руд и пород;
- системы разработки;
- обводненность месторождения.

Мерами охраны объектов от вредного влияния подземных разработок являются:

- горные меры, уменьшающие деформации пород и земной поверхности (применение специального порядка и последовательности отработки запасов под охраняемыми объектами, засыпка воронок обрушения и провалов);

- конструктивные меры, позволяющие сохранить постоянно или продлить срок эксплуатации сооружений при деформациях основания, превышающих критические значения (разделение здания на отсеки деформационными швами, усиление несущих конструкций с помощью стальных тяжей, растяжек и железобетонных поясов);

- проведение ремонтно-восстановительных работ (выправление крена и подъем наиболее просевших частей здания и сооружений путем поддомкрачивания, подсыпка и другие работы по приведению подрабатываемого объекта в состояние, удовлетворяющее требованиям его технической эксплуатации);

- временное изменение характера эксплуатации подрабатываемого объекта;
- перемещение сооружений на не подрабатываемые участки;
- оставление предохранительного целика под объектом.

Штольня №19 от поверхности до уровня горизонта плюс 735 метров попадает в зону опасных сдвижений от отработки запасов рудных тел С1.

В связи с тем, что данная штольня относится к первой категории охраны, в проекте предусмотрено построение предохранительного целика.

Размер предохранительной бермы принят равным 20 метров. Углы сдвижения приняты следующие:

- по висячему боку – 75°;
- по лежачему боку – 75°;
- по простиранию – 85°.

7.2 Производственная безопасность и охрана труда

Для предупреждения производственного травматизма на рабочих местах в проекте приняты технические решения в соответствии с «Правилами обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы».

Рудник обеспечен механизированными выходами на поверхность, которые имеют разнонаправленное движение струи воздуха и оборудованы клетевыми установками.

В принятых системах разработки забойные рабочие находятся только в выработках малого сечения. Каждый блок имеет не менее двух выходов: один – на верхний горизонт, второй – на нижний откаточный.

В связи со сложными горно-геологическими условиями, значительной глубиной залегания рудных тел и возможной склонностью месторождения к горным ударам на руднике необходима постоянно действующая группа локального прогноза степени удароопасности, которая должна проводить работу в соответствии с «Правилами обеспечения промышленной безопасности ...», подразделом 3. В задачу группы входит определение степени удароопасности участков, определение зон деформации массива с нанесением на план и разрезы участков с повышенной концентрацией напряжения. На основании этого производить выбор паспортов крепления выработок и принимать меры по усилению несущей способности крепи.

Сечения горно-капитальных, горно-подготовительных и нарезных выработок приняты с учетом соблюдения необходимых зазоров между габаритами принятого оборудования и стенками выработок.

Горизонтальные выработки крепятся торкретбетоном со штангами. Деревянная крепь применяется при устройстве ходовых отделений блоковых восстающих.

Количество подаваемого в выработки рудника свежего воздуха принято из условия снижения вредностей в рудничном воздухе до санитарных норм.

Отвод загрязненного воздуха из района очистных работ предусматривается по специальным вентиляционным выработкам с выбросом его на квершлаг вентиляционных стволов. Подаваемый в горные выработки воздух подогревается калориферами до температуры не менее плюс 2 С. Процессы и операции на горных участках (бурение, погрузочно-разгрузочные и взрывные работы) производятся с применением пылеподавляющих средств (мокрое бурение шпуров и скважин, орошение водой горной массы перед уборкой из забоев, подача водовоздушной смеси в выработки перед взрыванием шпуров в забои, добавка к промывочной воде смачивающих веществ, применение водяных завес и распылителей на квершлагах воздухоподающего ствола).

Технологические камеры рудника имеют обособленное проветривание с выводом исходящей струи воздуха к вентиляционным квершлагам.

Для предотвращения зависания руды в настоящем проекте предусматриваются следующие профилактические мероприятия по предупреждению слеживаемости и слипаемости горной массы:

- тщательный отвод шахтных вод из очистных блоков и подготовительных выработок;
- интенсивный выпуск руды с перерывом не более одной смены;
- изолирование рудоприемных емкостей от попадания воды;
- исключение по возможности попадания глинистых частиц в горную массу;

- недопущение переувлажнения горной массы более 4 %.

Доступно расположенные, движущиеся детали стационарного оборудования ограждаются металлическими решетками.

Каналы и прямки в технологических камерах и околоствольных дворах перекрываются рифленным листом.

Все откаточные, околоствольные и камерные выработки, проходческие забои оборудуются стационарным освещением, а очистные забои – переносным в соответствии с требованиями промышленной безопасности.

На горизонтах предусмотрено устройство противопожарных складов.

На руднике составляется план ликвидации аварий в соответствии с требованиями «Инструкции по составлению планов ликвидации аварий».

В случае возникновения аварий горноспасательные работы проводятся аварийно-спасательной службой.

Для защиты подземных рабочих от вредного воздействия на них условий подземной среды и работающего оборудования предусмотрены:

- комплексная организация труда, при которой в течение смены рабочие выполняют различные виды работ, уменьшая тем самым вредное воздействие вибрации и шума;
- применение бурового оборудования, позволяющего свести до минимума влияние вибрации на работающего;
- применение вибрационных кареток или вибрационных кареток тросового типа при бурении ручными перфораторами, виброзащитных устройств при бурении телескопными перфораторами;
- применение средств индивидуальной защиты – антивибрационных рукавиц и спецобуви;
- осуществление систематического газотемпературного контроля в очистных и проходческих забоях и на исходящей струе.

Для снижения вредного влияния шума выполняются следующие мероприятия:

- установка на выхлопных отверстиях перфораторов глушителей шум;
- установка на вентиляторах местного проветривания глушителей шума;
- применение индивидуальных средств защиты органов слуха: наушников, пластинчатых вкладышей одноразового использования.

На каждом горизонте предусмотрены оборудованные камеры ожидания и санузелы, у стволов шахт и в технологических камерах – медицинские аптечки.

Подземные рабочие обеспечены спецодеждой, индивидуальными светильниками, бутилированной водой, а также индивидуальными перевязочными пакетами в прочной водонепроницаемой оболочке и самоспасателями.

В настоящем проекте приведены основные мероприятия при применении самоходного оборудования на подземных горных работах в соответствии с «Правилами обеспечения промышленной безопасности ...»:

- на самоходных машинах установлены кабины или козырьки, предохраняющие машиниста от падающих кусков горной массы;
- каждая машина снабжена углекислотным (порошковым) огнетушителем);
- самоходная машина оборудована:
 - а) прибором, показывающим скорость движения машины;
 - б) счетчиком моточасов или пробега в километрах;

в) осветительными приборами (фарами, стоп-сигналом, габаритными сигналами по ширине);

- запрещается использовать в подземных условиях топливо неизвестной марки;

- машины с дизельными ДВС оборудованы двухступенчатой системой очистки выхлопных газов (каталитической и жидкостной);

- замеры количества воздуха, поступающего в выработки, где работают ДВС, производятся не реже двух раз в месяц;

- среднее содержание вредных газов в воздухе по взятым пробам не должно превышать установленных санитарных норм;

- гаражи, подземные склады ГСМ, места опробования и регулировки ДВС должны иметь обособленное проветривание с выдачей отработанного воздуха на исходящую струю;

- машинисты должны иметь индивидуальные самоспасатели;

Все движущиеся и вращающиеся части машин и механизмов, элементы приводов и передачи имеют надежно закрепленные ограждения, исключающие доступ к ним во время работы, и защитные устройства.

Вопросы охраны труда, вытекающие из законодательных актов о труде, действующих государственных и отраслевых норм и правил в настоящем проекте предусматривают:

- в составе бытового здания помещений для хранения одежды, стирки и сушки спецодежды, душевых и здравпункта; также имеется ламповая, для обеспечения подземных рабочих средствами безопасности при ведении горных работ;

- строительство общежития вахтового поселка;

- снабжение трудящихся спецобувью, спецодеждой, специальными защитными приспособлениями и инвентарем (самоспасатели, каски, шахтерские лампы, газоанализаторы, предохранительные пояса, защитные очки, противοшумные наушники, резиновые рукавицы, диэлектрические коврики и др.);

- создание нормальных условий на рабочих местах путем обеспечения действенной вентиляции, допустимого уровня загазованности и запыленности воздуха, шума и вибрации, поддержание требуемого температурного режима уровня освещенности;

- предусмотрено прохождение ежегодного медицинского осмотра рабочих, подвергающихся воздействию вибрации и силикозоопасной пыли.

7.3 Противопожарные мероприятия

7.3.1 Поверхностные и подземные склады противопожарных материалов

Подземные склады противопожарных материалов предусмотрены на основных добычных горизонтах. Комплектация складов противопожарных материалов представлена в таблице 7.3.1.

Таблица 7.3.1 - Номенклатура оборудования инструментов и материалов, находящихся в противопожарных складах

Оборудование, инструменты и материалы	Единицы измерения	Склады на поверхности	Подземные склады
1	2	3	4
Огнетушители:	штук		
порошковые	штук	20	-
пенные	штук	20	-
Пожарные рукава (шланги резиновые)	метров	300	100
Пожарные стволы	штук	2	2
Ломы	штук	5	2
Кайла	штук	5	2
Лопаты породные	штук	5	4
Пилы поперечные	штук	5	2
Топоры	штук	5	2
Ведра железные	штук	5	5
Носилки рабочие	штук	4	2
Гвозди 100-150 мм	килограммов	20	10
Цемент гидрофобный в полиэтиленовых мешках	тонн	1	-
Бетониты или облегченные блоки размером 25х25х50 см	штук	1200	600
Песок	кубических метров	10	3
Глина	кубических метров	10	3
Пеногенератор	штук	2	1
Пенообразователь	тонн	2	1
Порошковая огнетушительная установка	штук	1	-
Огнетушительный порошок	тонн	2	-

7.3.2 Подземное пожаротушение

В соответствии с ПОПБ проектом предусмотрено оснащение каждой камерной выработки первичными средствами пожаротушения, перечень которых сведен в таблицу 7.3.2.

Таблица 7.3.2 - Перечень противопожарных средств в подземных выработках

Наименование выработок и камер	Кол. камер	Средства пожаротушения			
		ручные огнетушители, шт.	песок, м3	лопаты, шт.	Установки автоматическ ого пожаротушен ия
1	2	3	4	5	6
Горизонт +735 м					
Камеры аварийного воздухоснабжения (КАВС)	1	4	-	1	-
Камеры водоотлива	1	4	0,2	1	-
Приемная площадка механизированного восстающего №1	1	2	0,4	1	-
Горизонт +785 м					
Камеры аварийного воздухоснабжения (КАВС)	1	4	-	1	-
Приемная площадка механизированного восстающего №1	1	2	0,4	1	-
Горизонт +835 м					
Камеры аварийного воздухоснабжения (КАВС)	1	4	-	1	-
Приемная площадка механизированного восстающего №1	1	2	0,4	1	-
Горизонт +875 м					
Инструментальная кладовая	1	4	-	-	-
Камера водоотлива	1	4	0,2	1	
Склад ППМ	1		3	6	
Приемная площадка механизированного восстающего №1	1	2	0,4	1	-
Раздаточная камера ВМ на 1 т	1	8	0,4	2	2
Горизонт +905 м					
Камеры аварийного воздухоснабжения (КАВС)	1	4	-	1	-
Приемная площадка механизированного восстающего №2	1	2	0,4	1	-
Горизонт +975 м					

Наименование выработок и камер	Кол. камер	Средства пожаротушения			
		ручные огнетушители, шт.	песок, м3	лопаты, шт.	Установки автоматическ ого пожаротушен ия
1	2	3	4	5	6
Камеры аварийного воздухоснабжения (КАВС)	1	4	-	1	-
Приемная площадка механизированного восстающего №2	1	2	0,4	1	-
Горизонт +1005 м					
Инструментальная кладовая	1	4	-	-	-
Склад ППМ	1		3	6	
Приемная площадка механизированного восстающего №1	1	2	0,4	1	-
Горизонт +1055 м					
Камеры аварийного воздухоснабжения (КАВС)	1	4	-	1	-
Горизонт +1105 м					
Камеры аварийного воздухоснабжения (КАВС)	1	4	-	1	-

Подземный противопожарно-оросительный трубопровод.

Для бурения, орошения забоев, водяных завес и целей пожаротушения предусматривается хозяйственное водоснабжение.

Снабжение рудника водой осуществляется по трубопроводу диаметром 100 мм, проложенному по штольне №2 (на отметке плюс 890 м).

Для снижения высокого давления в водопроводе на горизонтах предусматривается устанавливать редукционные клапаны.

Для защиты от коррозии трубы покрываются каменноугольным лаком.

Противопожарный трубопровод оборудуется пожарными кранами диаметром 63 мм, которые устанавливаются:

- у сопряжений стволов с околоствольными дворами;
- у каждой камеры в пяти метрах от входа со стороны поступления вентиляционной струи;
- у пересечений и ответвлений выработок;
- в выработках, не имеющих ответвлений и пересечений, через 200 м.

Для отключения отдельных участков водопровода устанавливаются задвижки:

- на всех ответвлениях водопроводных линий;
- на водопроводных линиях, не имеющих ответвлений, через 400 м.

Меры пожарной безопасности при применении самоходного оборудования.

При отработке запасов месторождения подземным способом используются самоходные машины Taipa LH217, Taipa ADT215 и другие.

В проекте предусмотрены следующие меры пожарной безопасности:

- каждая машина оборудуется установками пенного пожаротушения;
- текущие ремонтные работы самоходного оборудования производятся в ремонтных пунктах;
- заправка самоходных машин производится в специально оборудованных пунктах;
- машинисты снабжаются индивидуальными самоспасателями.

Противопожарная защита мест ведения сварочных работ.

Сварочные и газопламенные работы предусматривается выполнять в соответствии с нормативной документацией.

Контроль за состоянием вентиляции.

Контроль за состоянием вентиляции осуществляет служба вентиляции рудника. Управление вентиляторной установкой на поверхности производится диспетчером рудника.

Обучение людей.

Все рабочие, поступающие на работу, обучаются правилам безопасности и умению пользоваться средствами пожаротушения, проходят инструктаж по профессиям, изучают план предупреждения и ликвидации возможных аварий.

Продолжительность предварительного обучения установлена:

- для рабочих, поступающих на подземные работы и ранее не работающих на руднике – 10 дней;
- для ранее работающих на руднике – 5 дней;
- для «переводимых» с одной профессии на другую – 2 дня;
- для рабочих на поверхности, ранее работающих на руднике – 1 день.

Все рабочие не реже двух раз в год обязаны пройти повторный инструктаж по технике безопасности, который проводится участковым техническим инспектором.

Инженерно-технические работники, поступающие на рудник, обязаны сдать экзамены на знание, правил пользования первичными средствами пожаротушения и мест расположения этих средств на рабочих местах.

8 ГЕНЕРАЛЬНЫЙ ПЛАН И ОРГАНИЗАЦИЯ ТРАНСПОРТА

8.1 Решения и показатели по генеральному плану

Район месторождения Манка экономически освоен при развитой инфраструктуре.

Месторождение Манка расположено в Курчумском районе Восточно-Казахстанской области. Ближайший населенный пункт с. Маркаколь, находится в 8 км к юго-западу. Наиболее крупный ближайший населенный пункт, г. Зайсан, расположен в 150 км от с. Маркаколь. До районного центра с. Курчум – 260 км. Общее расстояние от участка работ до г. Усть-Каменогорск – 560 км по дорогам с твердым покрытием. Ближайшая железнодорожная станция имеется в г. Алтай, расстояние проезда до которого составляет около 400 км. Ближайшая пристань находится на реке Черный Иртыш у с. Буран, расположенного на расстоянии 90 км от месторождения.

В плане горных работ рассматриваются следующие площадки: Промплощадка главной вентиляционной установки, площадка «Штольни № 1», площадка «Штольни № 2», площадка отвала породы, площадка «комплекс пруда накопителя», а также объекты инфраструктуры

Решения по генеральному плану размещения проектируемых объектов определены из условий:

- соблюдения технологии производства;
- соблюдения санитарных и противопожарных норм;
- рельефа местности;
- господствующего направления ветров;
- прокладки транспортных и инженерных коммуникаций;
- наличия водных объектов и их охранных зон и полос.

Размещение проектируемых объектов в плане показано на сводном плане площадок и инженерных сетей М 1:5000.

Размещение проектируемых поверхностных объектов выполнено на основе технологических решений, с учетом рельефа местности, санитарно-экологических требований. Решения по генеральному плану выполнены с соблюдением требований Норм технологического проектирования [22], Технического регламента [23], СН РК 3.01-03-2011, СП РК 3.01-103-2012 [24], СН РК 3.03-22-2013, СП РК 3.03-122-2013 [25].

На территории промплощадки к зданиям и сооружениям предусмотрены автомобильные проезды, подъезды и разворотные площадки с твердым покрытием, обеспечивающие технологические, вспомогательные и хозяйственные перевозки, противопожарное обслуживание.

Транспортная связь между площадками осуществляется по существующим и проектируемым автомобильным дорогам с твердым покрытием.

Основные показатели по генеральному плану площадок проектирования приведены в таблицах 8.1.

Таблица 8.1 - Основные показатели по генеральному плану

Наименование показателей	Ед. изм.	Количество
Общая площадь (в условной границе проектирования), в том числе:	га	173,997
а) площадь застройки (только проектируемых зданий и сооружений)	га	9,82
б) площадь автопроездов, автоподъездов, разворотных площадок, тротуаров	га	0,7086
д) неиспользованные участки	га	163.4684
Плотность застройки (с учетом только проектируемых зданий и сооружений)	%	0,018
Коэффициент использования территории	-	0,21

Перед началом строительства на площадках предусматривается снятие плодородного слоя почвы (ПСП), с дальнейшим вывозом для складирования.

Вертикальная планировка площадок в местах размещения проектируемых объектов решена в основном в насыпи или в полу-насыпи, полу-выемки.

При размещении объектов проектирования была использована информация с геопортала ВКО с границами водоохранных полос и зон. Так же для предотвращения попадания поверхностных вод с территории площадок на рельеф, а затем в ручьи, поверхностные воды по проезжей части отводятся в пониженные места, где собираются в дождеприёмные колодцы и далее поступают в очистные сооружения.

Благоустройство территории площадок предусматривает устройство твердого покрытия проезжей части и обочин автопоездов и разворотных площадок, организацию пешеходного движения и укрепление откосов посевом трав.

Для предотвращения загрязнения окружающей среды, защиты грунта и грунтовых вод в основании отвала породы, а также в основании разгрузочной площадки руды и породы, перегрузочной площадки материалов предусмотрено устройство защитных экранов.

В основании отвала породы укладывается противофильтрационный экран (тип 3), конструкция экрана принята с использованием геомембраны и геотекстиля.

В качестве озеленения на проектируемых площадках предусмотрено внесение ПРС с последующим самозаростанием территории озеленения.

8.2 Решения по расположению инженерных сетей и коммуникаций

Инженерные коммуникации в проекте представлены межплощадочными инженерными сетями. Прокладка инженерных сетей предусматривается на полосах, свободных от застройки.

Прокладка инженерных сетей водоснабжения и канализации предусмотрена в подземном исполнении.

Размещение проектируемых внеплощадочных инженерных сетей показано на чертежах лист 1.

8.3 Транспорт

8.3.1 Технологические автомобильные дороги

Технологическая связь отдельных объектов в производственном процессе предусматривается с помощью автомобильного транспорта.

Автомобильным транспортом осуществляются как внутриплощадочные перемещения, так и транспортировка руды в отвал. Подъезд на территорию месторождения осуществляется по существующей автомобильной дороге. Транспортная связь внутри промплощадки осуществляется по существующим и проектируемым проездам.

Движение автомобильного транспорта осуществляется по существующим автомобильным дорогам.

Проектируемая автодорога АД1 является меж площадочной служебной автодорогой, необходимой для обслуживания объектов штольня № 1.

Категории и основные параметры поперечного профиля проектируемых автомобильных дорог определены исходя из их назначения в соответствии с требованиями СН РК 3.03-22-2013, СП РК 3.03-122-2013 [25], СН РК 3.03-01-2013, СП РК 3.03-101-2013 [27].

Основные показатели по проектируемым дорогам сведены в таблицу 8.3.1.

Таблица 8.3.1 - Основные показатели по проектируемым автомобильным дорогам

Наименование показателей	АД2
1) назначение автодороги	Служебная
2) расчетный автомобиль шириной, м	2,4
3) категория дороги:	IV-в
а) число полос движения;	2
б) ширина проезжей части, м для расчетного автомобиля	6,0
в) ширина обочины, м	2×1
4) тип дорожной одежды	капит.
5) основной вид покрытия	щебень с пропит
6) протяженность дороги, км	1.17

Для отсыпки земляного полотна, устройства присыпных обочин предусматривается использование грунта с отвала породы.

Дорожная одежда запроектирована с покрытием из фракционированного щебня с пропиткой Тип 2, обочины укрепляются щебнем.

Все мероприятия по обслуживанию автодорог выполняются силами заказчика.

Расположение проектируемых автодорог показано на чертежах кпн-2024-ГТ, лист 1, 2.

8.3.2 Организация грузоперевозок

В период строительства карьера основным технологическим грузопотоком является перевозка вскрышных пород от горно-капитальных работ.

В качестве автотранспортного средства принят автомобиль самосвал SHACMAN X 3000 г/п 25 т. Для погрузки пустых пород применен погрузчик CAT 924H с объемом ковша до 2,1 м³

Вид транспорта определен в тесной связи с технологией производства, с учетом показателей грузопотока – его мощности, расстояния транспортировки, физико-механических свойств груза. Основными технологическими грузопотоками являются перевозка вскрышных пород и транспортировка руды.

Транспортировка из карьера до отвала вскрышных пород осуществляется автомобильным транспортом самосвалом SHACMAN X 3000 г/п 25 т на расстояние 6 км.

В период эксплуатации карьера основным технологическим грузопотоком является перевозка породы автосамосвалами.

11 ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ

11.1 Общие сведения

Проект разработан с соблюдением норм и правил, действующих на территории Республики Казахстан, в том числе для пожароопасных и взрывоопасных электроустановок («Правила техники безопасности при эксплуатации электроустановок потребителей», «Правила технической эксплуатации электроустановок потребителей», «Правил устройства электроустановок РК»), «Нормами технологического проектирования горнодобывающих предприятий с подземным способом разработки (методические рекомендации)», «Правилами обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы (ПОПБ РК).

Исходными данными для проектирования настоящего раздела служат:

- техническое задание на разработку настоящего проекта;
- данные, приведенные в технологических разделах проекта;
- генеральный план предприятия.

11.2 Источники электроснабжения и характеристика электрических нагрузок рудника

В настоящее время электроснабжение потребителей рудника осуществляется двумя существующими ДЭС-500 и ДЭС-400.

Для обеспечения электроснабжения проектируемых объектов предусматривается строительство на территории рудника подстанции 35/10 кВ линиями ВЛ-35 кВ, проектирование подстанций и линий выполняется отдельным проектом в части внешнего электроснабжения подземного рудника.

Напряжение источников питания и распределительных электрических сетей – 10 и 0,4 кВ с заземленной нейтралью трансформаторов на поверхности и изолированной нейтралью в подземных выработках.

Основными поверхностными потребителями месторождения являются вентиляторные установки, объекты: водоснабжения, вспомогательных служб и другие установки, характерные для месторождений с подземным способом отработки.

К основным подземным потребителям относятся насосы главных водоотливов, механизмы очистных и горно-подготовительных работ, камерных выработок, освещение.

Все технологические нагрузки в отношении обеспечения надежности электроснабжения разделяются по категориям.

К потребителям первой категории относятся насосы главного водоотлива, вентиляторные установки и объекты водоснабжения.

Остальные потребители, в основном, относятся ко второй категории, кроме объектов вспомогательного назначения, относящихся к третьей категории.

Питание установок потребителей первой категории рудника осуществляется по двум линиям электропередач, каждая из которых обеспечивает 100% нагрузку. Обе линии находятся в рабочем состоянии.

К особой группе электроприемников, из числа электроприемников первой категории, для которых кроме двух источников питания должен предусматриваться третий независимый источник, на руднике относится главная вентиляторная установка. В качестве третьего независимого источника питания для этих потребителей приняты дизельные электростанции: одна существующая ДЭС 400 и проектируемая марки АД 500-Т400-ЗРБК.

В случае аварийной ситуации электросетей автоматически подключается аварийный дизель электрогенератор, с целью работы вентилятора главного проветривания и главных водоотливных установок, на время вывода людей на поверхность со всех рабочих мест.

При работе аварийного дизель-генератора автоматически отключаются остальные потребители.

При проектировании электроснабжения рудников, расчёт электрических нагрузок производится по методу коэффициента спроса.

Определение расчётных электрических нагрузок данным методом производится в такой последовательности: все намеченные к установке электроприёмники объединяют в группы по технологическим процессам и по значению необходимого напряжения; определяют суммарные установленные мощности электроприёмников, активные (P_p), реактивные (Q_p), и полные (S_p) электрические нагрузки электроприёмников, а также суммарные нагрузки по группам с одинаковым напряжением:

$$P_p = P_{ном} \cdot K_c, \text{ кВт, кВт,}$$

$$Q_p = P_p \cdot \operatorname{tg} \varphi, \text{ квар,}$$

$$S_p = \sqrt{P_p^2 + Q_p^2}, \text{ кВ} \cdot \text{А,}$$

где K_c – коэффициент спроса конкретной характерной группы электроприёмников.

Расчет электрических нагрузок приведен в таблице 6.4.1.

11.3 Электроснабжение

Для распределения электроэнергии на напряжении 0,4 кВ на поверхности используются распределительные шкафы комплектных трансформаторных подстанций, силовые пункты, блоки управления электродвигателями.

В качестве пусковой аппаратуры применяются магнитные пускатели и устройства плавного пуска. Все оборудование выбрано в исполнении, соответствующем характеристикам среды, в которой оно установлено.

Аппаратура управления и защиты выбрана по расчетным данным сети и электроприемников с учетом селективности, и проверена на отключение однофазных и многофазных токов короткого замыкания в соответствии с требованиями ПУЭ и ПОПБ.

Защита электроустановок предусматривается:

- от токов короткого замыкания – максимальными расцепителями автоматических выключателей;
- от перегрузки – тепловыми расцепителями автоматических выключателей и тепловыми реле блоков управления и пускателей;
- нулевая защита – блок-контактами пусковых аппаратов.

Расчетный учет электроэнергии производится на вводе 0,4 кВ с применением информационно-измерительной системы учета электроэнергии.

Разводка электрических сетей напряжением 0,4 кВ по площадкам от низковольтных щитов КТП к распределительным пунктам и вводно-распределительным устройствам (ВРУ) зданий выполняется по радиальной схеме кабелями марки ААШв в земле в траншеях. В местах пересечения с подземными трубопроводами, автодорогами кабели защищаются асбестоцементными трубами.

Распределение электроэнергии на напряжении 0,4 кВ от ВРУ по зданиям выполняется кабелями марки ВВГ в кабельных каналах и в трубах. Подвод питания к электроприемникам на виброосновании выполняется кабелями марок КГ и ВВГ.

Все кабели принимаются с оболочками и защитными покровами, не распространяющими горение.

Шахтные сети 0,4 кВ к токоприемникам выполняются бронированными кабелями. Передвижные машины и механизмы подключаются гибкими экранированными кабелями.

В подземных выработках, для перераспределения электроэнергии, используются рудничные автоматические выключатели типа ВР. В качестве пусковой аппаратуры применяются рудничные пускатели типа ПРН, для реверсивных двигателей и двигателей малой мощности, устанавливаемых в камерах, и магнитные пускатели общепромышленного исполнения (степень защиты IP54).

В подземных выработках кабели прокладываются по выработкам по кабельным конструкциям. Все кабели с алюминиевыми и медными жилами с оболочкой и защитным покровом, не распространяющими горение.

Все электрооборудование, согласно требованиям ПУЭ и ПОПБ, подлежит заземлению.

Молниезащита зданий и сооружений выполняется в соответствии с СН РК 2.04-29-2005 «Инструкция по устройству молниезащиты зданий и сооружений РК».

11.4 Электроосвещение

Электроосвещение поверхности

Электрическое освещение зданий и сооружений выполнено в соответствии со СНиП РК 2.04-05-2002* и ПУЭ РК.

Нормы освещенности приняты в соответствии с разрядом выполняемой работы по СНиПу.

В зависимости от назначения помещения, разряда работы, высоты установки, условий окружающей среды для освещения помещений приняты светильники с металлогалогенными лампами высокого давления (ДРИ), с люминесцентными линейными и компактными лампами (КЛЛ) и светодиодные светильники с необходимой степенью защиты по ГОСТ14254-96 и ГОСТ17677-82. Для наружного освещения приняты светильники с натриевыми лампами высокого давления (ДНаТ).

Для освещения основных производственных помещений в надшахтных зданиях, вентиляторных, приняты светильники серии ГСП17 с лампами ДРИ и встроенными пускорегулирующими аппаратами мощностью 125, 250 и 400 Вт, устанавливаемые на металлических балках; на стенах и колоннах и светильники серии ФСП 05 с компактными люминесцентными лампами мощностью 32 и 42 Вт.

Для освещения КТП, электрощитовых и помещений распределительных устройств, приняты светильники серии ЛСП02 с люминесцентными лампами. Светильники устанавливаются на коробах, на монтажном профиле.

Для аварийного освещения приняты светильники серии ВЭЛАН и СД218 с КЛЛ.

В помещениях операторских, административных помещениях устанавливаются светильники серии ЛПО 46 с люминесцентными лампами и электронными ПРА.

Наружное освещение площадок выполняется прожекторами серии ЖО08 с лампами ДНаТ. Прожекторы устанавливаются на молниеотводах и на крышах зданий и сооружений.

Для аварийного освещения в электрощитовых, помещениях распределительных устройств, помещениях операторных, административных и т.п. помещениях приняты светильники с люминесцентными лампами серии ЛСП02 и ЛПО46. Для части светильников, устанавливаемых в электротехнических помещениях, предусматривается установка блоков аварийного питания (АВП). В производственных помещениях приняты светильники серии ФСП 05 с лампами КЛЛ и светодиодные светильники серии ВЭЛАН.

Для освещения отвалов приняты прожекторы типа ЖО 0814-400 с лампами ДНаТ. Прожекторы устанавливаются по шесть штук на двух передвижных прожекторных мачтах. Сеть электроосвещения выполняется сталеалюминевым проводом АС, проложенным по передвижным деревянным на железобетонных основаниях опорах. Напряжение сети электроосвещения - 380 /220 В.

Для ремонтного освещения в трансформаторных подстанциях, помещениях распределительных устройств, щитовых, на площадках обслуживания кранов устанавливаются ящики с понижающими трансформаторами типа ЯТП-0,25 на пониженное напряжение 36 или 12 В, в зависимости от степени опасности поражения электрическим током. Для ремонтного освещения в производственных помещениях применяются понижающие трансформаторы типа ЯТП-0,25 герметичного исполнения и переносные светодиодные аккумуляторные фонари.

Напряжение сети рабочего и аварийного освещения - 380/220 В с системой заземления TN-C-S. Щитки рабочего и аварийного освещения запитываются от разных секций подстанций. В качестве групповых и распределительных щитков освещения приняты пункты распределительные серии ПР85 и щитки освещения серии ОЩВ. Групповая и распределительная сеть выполняется кабелем ВВГнг.

Управление освещением внутри помещений - местное: выключателями, переключателями и автоматическими выключателями с групповых щитков.

Управление наружным освещением автоматическое, в зависимости от уровня естественного освещения. В случае необходимости возможно ручное управление освещением.

Обслуживание светильников, установленных на высоте до 5 м от площадки обслуживания, осуществляется с лестницы - стремянки. Светильники, установленные на металлических балках на высоте более 5 м, обслуживаются с помощью съемной люльки к подвесному крану.

Все токопроводящие части электрооборудования, не находящиеся под напряжением в нормальном режиме работы, зануляются.

Для заряда аккумуляторных батарей шахтных головных светильников предусматривается автоматическая зарядная станция типа «Заряд-К», устанавливаемая в отсеке в ламповой. Зарядная станция подключается на напряжение 220В через трансформатор.

Все металлические нетокопроводящие части электрооборудования, могущие оказаться под напряжением, заземляются путем присоединения к заземляющему устройству.

Для заземления оборудования, установленного в зданиях, используется заземляющая жила кабеля, которая присоединяется к общему заземляющему устройству.

Электроосвещение подземных выработок

Освещение горизонтальных подземных выработок, камер, восстающих, транспортного уклона выполняется рудничными светильниками со светодиодными лампами. Питание рабочего освещения на напряжении 127В выполняется от комплектных рудничных агрегатов АОШ-2,5. Ремонтное освещение на напряжении 36В от трансформаторов ОСОВ-0,25. Осветительная сеть предусматривается кабелем марки ВВГнг и АВВГнг.

Осветительные установки заземляются в соответствии с требованиями ПОПБ РК.

11.5 Мероприятия по безопасной эксплуатации электроустановок

Обслуживание электроустановок предполагается методом периодических осмотров и ремонтов.

Оперативная эксплуатация системы электроснабжения рудника будет производиться соответствующей энергетической службой рудника.

Защита от грозовых перенапряжений контейнерного здания дизель электрогенератора выполняется его заземлением.

Для обеспечения безопасности обслуживающего персонала предусматривается защитное заземление корпусов электрооборудования, электроконструкций, металлических оболочек кабелей путем присоединения их к

заземляющему устройству, выполненному общим для всех систем напряжения. В качестве заземляющих устройств используются искусственные заземлители.

Сопротивление заземляющих устройств распределительных подстанций 0,4 кВ с изолированной нейтралью не должно превышать 4 Ом на поверхности.

Сопротивление общего заземляющего устройства (главного заземлителя и местных заземлителей) в подземных выработках не должно превышать 2 Ом.

Для устройства главных заземлителей в шахтах сооружаются искусственные заземлители в зумпфах и водосборниках. Для устройства местных заземлений сооружаются искусственные заземлители в штрековых водоотводных канавах, местах, пригодных для этой цели.

В шахте устанавливают не менее двух главных заземлителей (в зумпфе и водосборнике), резервирующих друг друга во время ремонта, чистки одного из них.

Заземлению подлежат металлические части электротехнических устройств и оборудование, нормально не находящиеся под напряжением, но которые окажутся под напряжением в случае повреждения изоляции, (трубопроводы, сигнальные тросы, металлические скреперные полки) расположенные в выработках, где имеются электрические установки и проводки. Металлические части электрооборудования присоединяются к внутреннему контуру заземления, составляющему с металлическими частями подземных камер и внешним контуром единую систему заземления.

Для защиты людей от поражения электрическим током в сетях 380В, в подземных выработках на подстанциях предусматриваются реле утечки.

На распределительных пунктах предусматриваются блокировки, обеспечивающие безопасность их эксплуатации.

Для предотвращения ошибочных действий при оперативных переключениях на распределительных пунктах предусматриваются электромагнитная и механическая блокировки элементов РУ- 0,4 кВ.

Подстанции укомплектованы противопожарным оборудованием и оборудованием по технике безопасности, согласно действующим нормативным документам.

12 АВТОМАТИЗАЦИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ

12.1 Основные функции диспетчерской службы

1. Оперативный контроль за работой всех энерготехнологических объектов рудника, систем водоснабжения, вентиляции, воздухообеспечения и других сооружений.
2. Предотвращение аварийных ситуаций на руднике, принятие оперативных мер по локализации их последствий.
3. Оперативный контроль выполнения плановых заданий по руде и проходке.
4. Координация технологических взаимосвязей между производственными подразделениями рудника.
5. Учет и контроль сменно-суточного расхода энергоресурсов. Контроль за соблюдением режимов потребления электроэнергии.
6. Оперативная связь с должностными лицами рудника с целью своевременного решения всех производственных задач. Контроль за своевременным проведением погрузочно-разгрузочных операций на складах и т.д.
7. Выполнение оперативных переключений в электросетях 6 кВ по распоряжению ответственных лиц службы главного энергетика.
8. Ведение диспетчерской документации

12.2 Системы автоматизации

Планом горных работ предусмотрена комплексная автоматизация компрессорных установок, вентиляторов главного проветривания, электрокалориферов, насосов главного водоотлива, насосов подачи воды в подземный рудник.

Автоматизация данных установок выполняется в объеме типовых проектных решений и индивидуальных разработок проектов.

13 СВЯЗЬ И СИГНАЛИЗАЦИЯ

Все основные объекты предприятия, включая рудник, промплощадку наклонной выработки и административные здания будут оборудованы средствами связи.

На руднике будет использоваться два типа связи: проводная и радиосвязь.

Радиосвязь будет выполнена по схеме с антеннами в виде линии передачи с излучающими элементами. Диспетчер рудника будет иметь возможность поддерживать связь с любым участком рудника. В горном офисе будут установлены персональные компьютеры, подключенные к локальной сети Ethernet/IP с помощью сетевых концентраторов скоростью 100бит в сек.

Помимо радиосвязи предусматривается обеспечение рудника системой обычной телефонной связи. Навесные телефоны, имеющие защиту от атмосферных воздействий, будут размещаться на входах в порталы, в камерах-убежищах.

Рудник будет оснащен системой аварийного оповещения, которая будет являться частью общей системы, охватывающей все технологические участки. В основном главном офисе рудника «Манка» будет установлен коммутатор телефонной системы, который будет иметь необходимое количество входных каналов.

Диспетчерская телефонная связь. Телефонная связь горного диспетчера с отдельными абонентами поверхности осуществляется на базе системы оперативно-диспетчерской связи ПОС-90.

Система обеспечивает:

- осуществление входящих и исходящих соединений по всем включенным линиям с каждого пульта;
- разговор с прямыми абонентами при помощи микротелефонной трубки либо громкоговорящего оборудования;
- удержание абонентов;
- проведение совещаний с основного пульта с участием требуемого числа абонентов;
- оптическую сигнализацию состояния линий;
- подключение системы звукозаписи для записи ведущихся разговоров.

Телефонная связь с абонентами подземной части рудника организована от УПАТС «Definity» через комплекс «ДИСК-ШАТС», установленный в ламповой.

Производственная громкоговорящая связь предназначена для организации обмена двухсторонней информацией между отдельными абонентами, связанными между собой по технологии производства. ПГС организуется с использованием усилителей, сети мощных громкоговорителей и телефонных аппаратов.

Оповещение об аварии. Для оповещения об аварии используются: телефонные аппараты, система громкоговорящего оповещения комплекса «ДИСК-ШАТС», система беспроводного оповещения СУБР, системы поверхностной радиосвязи.

Система аварийно-вызывной шахтной сигнализации СУБР предназначена для передачи диспетчером рудника сигналов об аварии или индивидуального вызова горнорабочих, находящихся в подземных выработках.

В состав аппаратуры входят: передающее устройство, пульт дистанционного управления, антенно-фидерное устройство, приемные устройства.

Передающее устройство предназначено для формирования сигналов «Авария» и «Вызов», их усиления и согласования с антенно-фидерным устройством (АФУ).

Приемные устройства системы устанавливаются в корпусе аккумулятора шахтного светильника.

Радиосвязь между диспетчерским пунктом и подвижными и стационарными объектами осуществляется через систему радиосвязи – с использованием стационарных и мобильных радиостанций.

13.1 Виды сигнализации

В целях оповещения работающих об аварии все действующие горизонты оборудуются следующими видами сигнализации:

- звуковой;
- автоматической.

Звуковая сигнализация подается с помощью приспособления «Ревун», который устанавливается на устье автотранспортного уклона, в отдаленных горизонтальных выработках, в насосной, на вагончике горноспасателей.

Автоматическая сигнализация устанавливается в устье вентиляционного восстающего ВВ1 и на входах в автотранспортный уклон.

Сигнализация пожарная. Автоматическая пожарная сигнализация предусматривается в административно-бытовых и производственных помещениях. Автоматическая пожарная сигнализация выполнена на базе приемно-контрольных устройств различных типов с выводом информации на пульта соответствующих операторов.

Оповещение при взрывных работах. Звуковая сигнализация для оповещения о ведении взрывных работ предусматривается в соответствии с «Правилами обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих взрывные работы» (приказ Министра по инвестициям и развитию РК от 30.12.2014 г. № 343), согласно которым устанавливается электросирена типа С-40.

При производстве взрывных работ даются три сигнала:

- первый сигнал подается перед установкой взрывных патронов или взрывателей в прострелочные и взрывные аппараты (ПВА), по которому обслуживающий персонал удаляется в безопасное место;
- второй сигнал – боевой, подается после укрытия людей, происходит взрыв;
- третий сигнал - «отбой» подается после осмотра места взрыва и означает окончание работы.

Список нормативно-технической документации

1. СП РК 2.04-01-2017 «Строительная климатология».
2. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий с подземным способом разработки (методические рекомендации), Астана, 2009 г.
3. Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы. Утверждены приказом Министра по инвестициям и развитию Республики Казахстан от 30 декабря 2014 года № 352.
4. Отраслевая инструкция по определению, учету, нормированию и планированию потерь и разубоживания руды. РД 8-19-92, Москва, 1993 г.
5. Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих взрывные работы и работы со взрывчатыми материалами промышленного назначения. Утверждены приказом Министра по инвестициям и развитию Республики Казахстан от 30 декабря 2014 года № 343.
6. Кодекс Республики Казахстан от 27 декабря 2017 года № 125-VI «О недрах и недропользовании».
7. Методические указания по наблюдениям за сдвижением горных пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений, 2008 год.
8. Технический регламент «Общие требования к пожарной безопасности».
9. Правила устройства электроустановок Республики Казахстан (ПУЭ), Утверждены Приказом Председателя Комитета по государственному энергетическому надзору Министерства энергетики и минеральных ресурсов Республики Казахстан от 17 июля 2008 г. № 11-П.
10. СН РК 3.01-03-2011. Генеральные планы промышленных предприятий.
11. СП РК 3.01-103-2012. Генеральные планы промышленных предприятий.
12. СН РК 3.03-22-2013. Промышленный транспорт.
13. СП РК 3.03-122-2013. Промышленный транспорт.
14. СН РК 3.03-01-2013. Автомобильные дороги.
15. СН РК 4.01-01-2011. Внутренний водопровод и канализация зданий и сооружений.
16. СНиП РК 4.01-02-2009. Водоснабжение. Наружные сети и сооружения.
17. СП РК 4.02-105-2013. Котельные установки.
18. СН РК 4.02-04-2013. Тепловые сети.
19. СН РК 1.02-03-2011. Порядок разработки, согласования, утверждения и состав проектной документации на строительство.
20. Закон РК «О гражданской защите».
21. Инструкция по составлению плана горных работ.

ПРИЛОЖЕНИЯ

Расчет вентиляции месторождения Манка

Расчет требуемого количества воздуха, необходимого для проветривания забоев и выработок, произведен в соответствии с «Временным методическим пособием по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания рудников и шахт», утвержденным Госгортехнадзором Казахской ССР 15.03.90 г.№3-11, согласованного с Госгортехнадзором СССР, а также инструкции по безопасному применению в подземных условиях самоходных машин с ДВС.

Исходными данными для расчетов являются:

- Максимальная годовая производительность рудника – 144 тыс. тонн;
- Применяемая система разработки – система разработки с отбойкой руды с подэтажных штреков, система разработки с торцевым выпуском руды, система разработки с магазинированием руды.

Принятый парк самоходного оборудования для очистной выемки:

- погрузочно-доставочная машина Talpa LH217 – 2 шт.;
- буровой станок ЛПС-3У– 1 шт.

Принятый парк самоходного оборудования для горно-проходческих забоев:

- автосамосвал Talpa ADT 15 – 3 шт.;
- погрузочно-доставочная машина Talpa LH217 – 2 шт.;
- буровая машина Sandvik DD210 – 1 шт.

Количество действующих забоев, в очистной выемке:

- очистных (уборка руды) – 2;
- очистных (крепление и др. работы) – 1.

Количество горно-проходческих забоев:

- горизонтальные забои – 2;
- вертикальные забои – 1.

1. Расчет количества воздуха для проветривания очистного забоя

1.1 По людям

$$Q_{\text{оч}} = q_n \times \frac{Z}{60}, \frac{\text{м}^3}{\text{с}}$$

Где q_n – 6 м³/мин, норма подачи в забой свежего воздуха на 1 чел;
 Z – наибольшее число людей одновременно находящихся в очистном забое в смену, чел.

$$Q_{\text{оч}} = 6 \times \frac{3}{60} = 0,3 \frac{\text{м}^3}{\text{с}}$$

1.2 По пылевому фактору

$$Q_{\text{оч}} = \frac{J \times v_1}{n - n_{\text{вх}}}, \frac{\text{м}^3}{\text{с}}$$

Где J – интенсивность пылевыведения, мг/с;
 v_1 – коэффициент, учитывающий снижение пылевыведения при применении средств гидрообеспыливания;
 n – ПДК по пыли на рабочих местах – 4 мг/м³;
 $n_{\text{вх}}$ – запыленность во входящей струе – 0,3 n мг/м³.

Перечисленные данные приняты в соответствии с рекомендациями «Пособия», результаты расчетов приведены в таблице 1

Таблица 1 – Потребное количество воздуха по интенсивности пылевыведения

№ п/п	Наименование производственного процесса при очистной добыче	Интенсивность пылевыведения (J), мг/с	Коэф. снижения пылевыведения (v ₁)	ПДК по пыли (n), мг/м ³	Расчетное кол-во воздуха по пыли (Qп), м ³ /с
1	2	3	4	5	6
1	При бурении взрывных скважин буровой станок ЛПС-3У	6,1	0,5	4	1,1
2	При разгрузке руды ПДМ Talpa LH217 с ковшом	13,0	0,5	4	2,3

1.3 По разжижению выхлопных газов при работе самоходного оборудования с ДВС

$$Q_{\text{оч}} = \frac{N \times n \times q \times K}{60}, \frac{\text{м}^3}{\text{с}}$$

Где N – мощность двигателя, л.с;
 q – норма подачи свежего воздуха на 1 л.с мощности двигателя, $q=5$ м³/мин;
 n – количество очистных забоев, 3 шт;
 K – поправочный коэффициент на количество работающих машин, $K=0,85$.

$$Q_{\text{оч}} = \frac{125,1 \times 3 \times 5 \times 0,85}{60} = 26,6 \frac{\text{м}^3}{\text{с}}$$

Где 125,1 л.с – мощность ПДМ Talpa ADT 15.

1.4 По газам, образующимся при взрывных работах

1.4.1 В очистных забоях при системе разработке с магазинированием руды

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

t – время проветривания очистного забоя, мин, $t=30$ мин;

A – масса одновременно взрывающегося ВВ, $A=60,4$ кг;

b – газовость ВВ (л/кг), принимается равной 100 л/кг;

V_{30} – объем загазованных выработок после взрывных работ, $V_{30}=2110 \text{ м}^3$.

$$Q_{\text{оч}} = \frac{3,4}{30} \sqrt{60,4 \times 100 \times 1700} = 363 \frac{\text{м}^3}{\text{мин}} = 6,0 \frac{\text{м}^3}{\text{с}}$$

1.4.2 В очистных забоях при подэтажно-камерной системе разработке

$$Q_{\text{оч}} = \frac{2,32}{K_t \times t} \sqrt[3]{A \times b \times V_k^2}, \frac{\text{м}^3}{\text{мин}}$$

K_t – коэффициент турбулентной диффузии, $\text{м}^3/\text{мин}$, $K_t=0,5$;

$$Q_{\text{оч}} = \frac{2,32}{0,5 \times 30} \sqrt[3]{50 \times 100 \times 600^2} = 188 \frac{\text{м}^3}{\text{мин}} = 3,1 \frac{\text{м}^3}{\text{с}}$$

2. Расчет количества воздуха для проветривания подготовительных и нарезных забоев

2.1 По людям

$$Q_{\text{оч}} = q_n \times \frac{Z}{60}, \frac{\text{м}^3}{\text{с}}$$

Где q_n – 6 $\text{м}^3/\text{мин}$, норма подачи в забой свежего воздуха на 1 чел;

Z – наибольшее число людей одновременно находящихся в очистном забое в смену, чел.

$$Q_{\text{оч}} = 6 \times \frac{3}{60} = 0,3 \frac{\text{м}^3}{\text{с}}$$

2.2 По пылевому фактору

$$Q_{\text{пр}} = \frac{J \times V_1}{n - n_{\text{вх}}}, \text{ м}^3/\text{с}$$

Где J – интенсивность пылевыведения, $\text{мг}/\text{с}$;

V_1 – коэффициент, учитывающий снижение пылевыведения при применении средств гидрообеспыливания;

n – ПДК по пыли на рабочих местах – 4 $\text{мг}/\text{м}^3$;

$n_{\text{вх}}$ – запыленность во входящей струе – 0,3 $\text{мг}/\text{м}^3$.

Перечисленные данные приняты в соответствии с рекомендациями «Пособия», результаты расчетов приведены в таблице 3

Таблица 3 – Потребное количество воздуха по интенсивности пылевыведения

№ п/п	Наименование производственного процесса при очистной добыче	Интенсивность пылевыведения (J), мг/с	Коэф. снижения пылевыведения (в ₁)	ПДК по пыли (п), мг/м ³	Расчетное кол-во воздуха по пыли (Q _п), м ³ /с
1	2	3	4	5	6
2	При бурении взрывных шпуров буровым станком Sandvik DD 210	4,9	0,5	4	0,9
3	При бурении взрывных вертикальных шпуров перфораторами типа ПТ-48	9,7х2	0,5	4	3,4
4	При бурении шпуров под штанговое крепления	12,7	0,5	4	2,3
5	При разгрузке руды ПДМ с ковшом типа Talpa LH217	13,0	0,5	4	2,3

2.3 По разжижению выхлопных газов при работе самоходного оборудования с ДВС

$$Q_{\text{оч}} = \frac{N \times n \times q \times K}{60}, \text{ м}^3/\text{с}$$

Где N – мощность двигателя, л.с;

q – норма подачи свежего воздуха на 1 л.с мощности двигателя, $q=5 \text{ м}^3/\text{мин}$;

n – количество очистных забоев, 1 шт;

K – поправочный коэффициент на количество работающих машин, $K=1,0$.

$$Q_{\text{оч}} = \frac{125,1 \times 1 \times 5 \times 1,0}{60} = 10,4 \text{ м}^3/\text{с}$$

Где 125,1 л.с – мощность ПДМ Talpa ADT 15.

2.4 По газовыделению при взрывных работах

2.4.1 При проходке горизонтальных выработок

$$Q_{\text{оч}} = \frac{2,25}{60 \times t} \sqrt[3]{\frac{A \times b \times S^2 \times L^2 \times K_{\text{обв}}}{K_{\text{ут.тр}}^2}}, \frac{\text{м}^3}{\text{с}}$$

Где A – масса одновременно взрывающегося ВВ, $A = 69,8 \text{ кг}$;

b – газовость ВВ, 40 л/кг

S – сечение выработки в проходке, 13,3 м²;

L – длина тупиковой части выработки, $L = 200 \text{ м}$;

$K_{\text{обв}}$ – коэффициент обводненности, $K_{\text{обв}} = 0,8$;

$K_{\text{ут.тр}}$ – коэффициент утечек воздуха в трубопроводе, при условии применения гибких вентиляционных труб, $K_{\text{ут.тр}} = 1,07$.

$$Q_{\text{оч}} = \frac{2,25}{60 \times 30} \sqrt[3]{\frac{69,8 \times 40 \times 13,3^2 \times 200^2 \times 0,8}{1,07^2}} = 3,0 \frac{\text{м}^3}{\text{с}}$$

2.4.2 При проходке вертикальных выработок

$$Q_{\text{оч}} = \frac{3,3 \times K_1 \times K_2}{60 \times t} \sqrt{\frac{A \times b \times H \times S}{K_{\text{ут.тр}}}}, \text{м}^3/\text{с}$$

Где H – высота восстающего, $H=30$ м;

K_1 – коэффициент, учитывающий высоту восстающего, $K_1=0,38$;

K_2 – коэффициент, учитывающий способ проветривания (нагнетательный), $K_2=1,0$.

$$Q_{\text{оч}} = \frac{3,3 \times 0,38 \times 1,0}{60 \times 30} \sqrt{\frac{32,3 \times 40 \times 30 \times 6,8}{1,07}} = 0,3 \text{ м}^3/\text{с}$$

2.5 Выбор вентилятора местного проветривания

2.5.1 Выбор вентилятора при проходке восстающего

2.5.1.1 Производительность вентилятора работающего на нагнетание

$$Q_{\text{н.в}} = K_{\text{ут.тр}} \times Q_{\text{пр}}, \frac{\text{м}^3}{\text{с}}$$

Где $K_{\text{ут.тр}}$ – коэффициент утечки воздуха через трубопровод $d=0,6$ м, $K_{\text{ут.тр}} = 1,04$;

$Q_{\text{пр}}$ – количество воздуха, полученного при расчетах по различным факторам, $Q_{\text{пр}}=3,4 \text{ м}^3/\text{с}$.

$$Q_{\text{н.в}} = 1,04 \times 3,4 = 3,5 \frac{\text{м}^3}{\text{с}}$$

2.5.1.2 Депрессия вентилятора

$$H_{\text{н.в}} = 10,8 \times Q_{\text{н.в}}^2 \times R \times \varphi, \text{Па}$$

Где R – сопротивление трубопровода, $R=4$ кц;

φ – коэффициент, учитывающий влияние утечек на депрессию трубопровода

$$\varphi = 0,94\eta + 0,06$$

η – коэффициент доставки, $\eta=0,98$

$$\varphi = 0,94 \times 0,98 + 0,06 = 0,98$$

$$H_{\text{н.в}} = 10,8 \times 3,5^2 \times 4 \times 0,98 = 518 \text{ Па}$$

2.5.1.3 Количество воздуха подводимого к вентилятору

$$Q_{\text{п}} = 1,43 \times Q_{\text{н.в}}, \frac{\text{м}^3}{\text{с}}$$

$$Q_{\text{п}} = 1,43 \times 3,5 = 5 \frac{\text{м}^3}{\text{с}}$$

Для обеспечения вентиляции забоя принимаем вентилятор типа ВМЭ-5 в количестве 1 шт. производительностью 5 м³/с.

2.5.2 Выбор вентилятора при проходке горизонтальной выработки

2.5.2.1 Производительность вентилятора работающего на нагнетание

$$Q_{н.в} = K_{ут.тр} \times Q_{пр}, \frac{м^3}{с}$$

Где $K_{ут.тр}$ – коэффициент утечки воздуха через трубопровод $d=0,8$ м, $K_{ут.тр} = 1,41$;

$Q_{пр}$ – количество воздуха, полученного при расчетах по различным факторам, $Q_{пр}=10,4$ м³/с.

$$Q_{н.в} = 1,41 \times 10,4 = 14,6 \frac{м^3}{с}$$

2.5.2.2 Депрессия вентилятора

$$H_{н.в} = 10,8 \times Q_{н.в}^2 \times R \times \varphi, \text{ Па}$$

Где R – сопротивление 2 трубопроводов, $R=1$ км;

φ – коэффициент, учитывающий влияние утечек на депрессию трубопровода

$$\varphi = 0,94\eta + 0,06$$

η – коэффициент доставки, $\eta=0,71$

$$\varphi = 0,94 \times 0,71 + 0,06 = 0,72$$

$$H_{н.в} = 10,8 \times 14,6^2 \times 1 \times 0,72 = 1657 \text{ Па}$$

2.5.1.3 Количество воздуха подводимого к вентилятору

$$Q_{п} = 1,43 \times Q_{н.в}, \frac{м^3}{с}$$

$$Q_{п} = 1,43 \times 14,6 = 20,9 \frac{м^3}{с}$$

Для обеспечения вентиляции забоя принимаем вентилятор типа ВМЭ-12 в количестве 1 шт. производительностью 21 м³/с.

3 Расчет количества воздуха, необходимого для проветривания технологических камер

3.1 Для камер центрального водоотлива и подстанций

$$Q_k = 0,0666 \times V_k, \frac{м^3}{мин}$$

Где V_k – насосная станция на горизонтах +835, +875 м ($V_k=3160$ м³)

$$Q_k = 0,0666 \times 3160 = 210,4 \frac{м^3}{мин} = 3,5 \frac{м^3}{с}$$

4 Расчет количества воздуха для проветривания поддерживаемых выработок

$$Q_{п.в} = S_c \times v_{мин} \frac{м^3}{с}$$

Где S_c – суммарная площадь поперечного сечения выработок, $S_c=53 м^2$;
 $v_{мин}$ – минимальная скорость движения воздуха, $v_{мин}=0,15 м/с$.

$$Q_{п.в} = 53 \times 0,15 = 8 \frac{м^3}{с}$$

5 Утечки воздуха через вентиляционные сооружения

Утечки воздуха через вентиляционные сооружения определены:

- для металлических вентиляционных дверей, установленных в выработках базисной вентиляционной сети – $189 м^3/мин$;
- для деревянных вентиляционных дверей, установленных в выработках базисной вентиляционной сети – $60 м^3/мин$;
- для металлических вентиляционных дверей, установленных на основных вентиляционных магистралях – $175 м^3/мин$;
- для деревянных вентиляционных дверей, установленных на основных вентиляционных магистралях – $147 м^3/мин$;
- для загрузочных устройств – $4,3 м^3/мин$;
- для шлюза (вентиляционного) из двух вентиляционных дверей норму утечек через одну дверь умножаем на 0,76, для трех дверей – на 0,66, для четырех дверей – на 0,57.
- глухие перемычки покрытые прорезиновой тканью – $31,2 м^3/мин$;
- из искусственных камней – $28,8 м^3/мин$.

Всего на шахте: перемычки покрытые прорезиновой тканью – 2, одиночные вентиляционные двери – 1. Таким образом, суммарная величина внутришахтных утечек воздуха по шахте составляет: $Q_{ут} = 294 \frac{м^3}{мин} = 4,9 \frac{м^3}{с}$

6 Расчет воздуха для выемочного блока

6.1 Количество воздуха необходимое для проветривания выемочного блока

$$Q_{в.б} = K_3 Q_{оч} + Q_{п.б}, м^3/с$$

Где K_3 – коэффициент запаса, учитывающий утечки через выработанное пространство и вентиляционные сооружения в пределах блока, $K_3=1,3$;

$Q_{оч}$ – суммарное количество воздуха для проветривания очистных забоев в пределах выемочного блока, в зависимости от типа машины $Q_{оч}=26,6 м^3/с$;

$Q_{п.б}$ – количество воздуха, необходимое для проветривания нарезных и подготовительных выработок, проводимых внутри блока, $Q_{п.б} = 21 м^3/с$.

$$Q_{в.б} = 1,3 * 26,6 + 21 * 2 = 76,6 м^3/с$$

7 Расчет воздуха для рудника

$$Q_{\text{ш}} = k(Q_{\text{в.б}} + Q_{\text{п}} + Q_{\text{к}} + Q_{\text{п.в}} + Q_{\text{ут}}), \text{ м}^3/\text{с}$$

Где k – коэффициент неравномерности распределения воздуха, $k=1,2$.

$$Q_{\text{ш}} = 1,2(76,6 + (21 + 5) + 3,5 + 8,0 + 4,9) = 143 \text{ м}^3/\text{с}$$

8 Расчет производительности вентиляционной установки

Дебит вентилятора рассчитывается по формуле

$$Q_{\text{в}} = K_{\text{в}} Q_{\text{ш}}, \text{ м}^3/\text{с}$$

Где $K_{\text{в}}$ – коэффициент, учитывающий влияние утечек (подсосов) воздуха, принимается, $K_{\text{в}} = 1,15$.

$$Q_{\text{в}} = 1,15 * 143 = 164 \text{ м}^3/\text{с}$$

Резерв производительности для нового вентилятора не менее 20 %

$$Q_{\text{в}} = 1,2 * 164 = 196 \text{ м}^3/\text{с}$$

Таблица Б1– Расчет главного водоотлива горизонта +735 м

Наименование	Обозначение	Ед.изм.	Данные	Примечание, формула
Расчетная производительность насоса				
Нормальный водоприток	Q _с	м ³ /ч	25	На основе фактических водопритоков по руднику и гидрогеологического прогноза
Расчетная производительность насоса	Q _р	м ³ /ч	30	Правила обеспечения пром безопасности, пункт 1647
Геодезическая высота нагнетания				
Геометрическая высота	H	м	145	Рассчитана исходя из местоположения насосов
Превышение труб на сливе относительно горизонта	h _{сл}	м	1	Расчетная графическая высота (разница отметки уровня горизонта и оси нагнетания насоса)
Максимальная высота всасывания	h _{вс}	м	4	Расчетная графическая высота (нижняя отметка приемного клапана относительно оси всасывания насоса)
Геодезическая высота нагнетания	H _г	м	150	H+h _{сл} +h _{вс}
Расчетный напор насоса				
Коэффициент учитывающий потери напора в трубопроводе и арматуре	K _з		1,15	K _з =1,1-1,15 (В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г)
Расчетный напор насоса	H _р	м	172,5	K _з *H _г
Внутренний диаметр всасывающего трубопровода				
Производительность принятого насоса	Q	м ³ /ч	60	Технические характеристики насоса
Скорость движения воды в трубопроводе, для всасывающего трубопровода	v _{вс}	м/с	1,5	v _{вс} =1,2-1,7 м ³ /ч (В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г. Страница 105)
Внутренний диаметр всасывающего трубопровода	d _{вс}	мм	77	0,0188*√Q/v _{вс}
Толщина стенки всасывающего трубопровода				
Напор выбранного насоса		м	198	Технические характеристики насоса
Расчетное давление в трубопроводе	P	МПа	1,98	Технические характеристики насоса
Наружный диаметр всасывающего трубопровода	d _{н.вс}	мм	159	Труба по ГОСТ 8732-78 (выбирается из расчета внутреннего диаметра всасывающего трубопровода)
Временное сопротивление разрыву	σ _{вр}	МПа	420	Тех.характеристика труб согласно ГОСТ 8732-78
Годовой износ стенок трубопровода	a	см/год	0,03	Б.А. Носырев «Насосные установки горных предприятий», Екатеринбург 1997 г. Страница 109
Срок службы	A	год	10	Согласно свойству трубы
Толщина стенки всасывающего трубопровода	S _{вс}	см	0,39	(P*d _{н.вс} /(2*0,4*σ _{вр} +P))+a*A
Принятая толщина стенки		мм	4	Труба по ГОСТ 8732-78
Толщина стенки нагнетательного трубопровода				
Количество насосов, работающих на один трубопровод	n		1	Согласно расчетных данных (В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г. Страница 167)
Скорость движения воды в трубопроводе, для нагнетательного трубопровода	v _{нг}	м/с	1,5	v _{нг} =2-2,5 м ³ /ч (В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г. Страница 105)
Внутренний диаметр нагнетательного трубопровода	d _{нг}	мм	77	0,0188*√Q/v _{нг}
Наружный диаметр нагнетательного трубопровода	d _{н.нг}	мм	159	Труба по ГОСТ 8732-78 (выбирается из расчета внутреннего диаметра нагнетающего трубопровода)
Толщина стенки нагнетательного трубопровода	S _{нг}	см	0,39	(P*d _{н.нг} /(2*0,4*σ _{вр} +P))+a*A

Принятая толщина стенки		мм	4	Труба по ГОСТ 8732-78
Определение потерь напора в нагнетательном трубопроводе				
Коэффициент шероховатости	$k_{ш}$		0,02	Б.А. Носырев «Насосные установки горных предприятий», Екатеринбург 1997 г. Страница 111
Коэффициент, зависящий от температуры воды	k_T		0,0018	$t=15^{\circ}\text{C}$ (Б.А. Носырев «Насосные установки горных предприятий», Екатеринбург 1997 г. Страница 111)
Коэффициент сопротивления прямолинейного участка труб	λ		0,020	$k_{ш}+(k_T/\sqrt{v_{нг}}*d)$
Геометрическая длина прямолинейных участков труб нагнетающего трубопровода	$l_{нг}$	м	200	Расчетная длина
Гидравлический коэффициент потери напора в обратном клапане	$\zeta_{о.к.}$		1,7	В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г. Страница 293
Гидравлический коэффициент потери напора в задвижке	$\zeta_з$		0,81	В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г. Страница 294
Гидравлический коэффициент потери напора в тройнике	ζ_T		1,5	В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г. Страница 294
Гидравлический коэффициент потери напора в колене	$\zeta_к$		1,98	В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г. Страница 294
Гидравлический коэффициент потери напора в переходе	$\zeta_{п}$		0,2	В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г. Страница 293
Число обратных клапанов	$n_{о.к.}$		2	Примерные расчетные данные
Число задвижек	$n_з$		2	Примерные расчетные данные
Число тройников	n_T		2	Примерные расчетные данные
Число колен	$n_к$		6	Примерные расчетные данные
Число переходов	$n_{п}$		2	Примерные расчетные данные
Принятый внутренний диаметр нагнетательного трубопровода	$d_{вн.нг}$	мм	151	Расчетный диаметр
Потери напора в нагнетательном трубопроводе	$\Delta H_{нг}$	м	5,5	$\Delta H_{нг}=(1+(\lambda*l_{нг}/d_{вн.нг})+n_{о.к.}*\zeta_{о.к.}+n_з*\zeta_з+n_T*\zeta_T+n_к*\zeta_к+n_{п}*\zeta_{п})*(v_{нг}^2/2*g)$
Определение потерь напора во всасывающем трубопроводе				
Коэффициент шероховатости	$k_{ш}$		0,02	Б.А. Носырев «Насосные установки горных предприятий», Екатеринбург 1997 г. Страница 111
Коэффициент, зависящий от температуры воды	k_T		0,0018	$t=15^{\circ}\text{C}$ (Б.А. Носырев «Насосные установки горных предприятий», Екатеринбург 1997 г. Страница 111)
Коэффициент сопротивления прямолинейного участка труб	λ		0,020	$k_{ш}+(k_T/\sqrt{v_{нг}}*d)$
Геометрическая длина прямолинейных участков труб всасывающего трубопровода	$l_{вс}$	м	7	Расчетная длина, по технологическим решениям насосной камеры
Гидравлический коэффициент потери напора в приемном клапане	$\zeta_{п.к.}$		5,2	В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г. Страница 293

Гидравлический коэффициент потери напора в колене	$\zeta_{\text{к}}$		1,98	В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г. Страница 294
Гидравлический коэффициент потери напора в переходе	$\zeta_{\text{п}}$		0,2	В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г. Страница 293
Число приемных клапанов	$n_{\text{п.к.}}$		2	Примерные расчетные данные
Число колен	$n_{\text{к}}$		2	Примерные расчетные данные
Число переходов	$n_{\text{п}}$		2	Примерные расчетные данные
Принятый внутренний диаметр всасывающего трубопровода	$d_{\text{вн.вс}}$	мм	151	Расчётный диаметр
Потери напора во всасывающем трубопроводе	$\Delta H_{\text{вс}}$	м	1,9	$\Delta H_{\text{вс}}=(1+(\lambda * l_{\text{вс}}/d_{\text{вн.вс}})+n_{\text{п.к.}}*\zeta_{\text{п.к.}}+n_{\text{к}}*\zeta_{\text{к}}+n_{\text{п}}*\zeta_{\text{п}})*(v_{\text{вс}}^2/2*g)$
Определяем расчетные манометрический напор насоса				
Расчетный манометрический напор насоса	$H_{\text{м}}$	м	157,4	$H_{\text{с}}+\Delta H_{\text{нт}}+\Delta H_{\text{вс}}$
Определение размеров водосборника				
Объем водосборника	V	м ³	100	$V=4*Q_{\text{с}}$
Площадь сечения водосборника	S	м ²	16	ПОПБ пункт 1645. Заполнение водой водосборника с учетом его загрязнения не более 30%
Длина водосборника	l	м	6	$L=V/S$
Итоговые данные				
Тип насоса		ЦНСА 60-198		
Производительность насоса	м ³ /ч	60		
Напор насоса	м	198		
Количество насосов, работающих на один трубопровод	шт	1		
Наружный диаметр всасывающего трубопровода	мм	159		
Толщина стенки всасывающего трубопровода	мм	4		
Наружный диаметр нагнетательного трубопровода	мм	159		
Толщина стенки нагнетательного трубопровода	мм	4		

Таблица Б2 – Расчет главного водоотлива горизонта +875 м

Наименование	Обозначение	Ед.изм.	Данные	Примечание, формула
Расчетная производительность насоса				
Нормальный водоприток	Q_c	м ³ /ч	25	На основе фактических водопритоков по руднику и гидрогеологического прогноза
Расчетная производительность насоса	Q_p	м ³ /ч	30	Правила обеспечения пром безопасности, пункт 1647
Геодезическая высота нагнетания				
Геометрическая высота	H	м	190	Рассчитана исходя из местоположения насосов
Превышение труб на сливе относительно горизонта	$h_{сл}$	м	1	Расчетная графическая высота (разница отметки уровня горизонта и оси нагнетания насоса)

Максимальная высота всасывания	$h_{вс}$	м	4	Расчетная графическая высота (нижняя отметка приемного клапана относительно оси всасывания насоса)
Геодезическая высота нагнетания	H_z	м	195	$H+h_{сл}+h_{вс}$
Расчетный напор насоса				
Кэффициент учитывающий потери напора в трубопроводе и арматуре	K_3		1,15	$K_3=1,1-1,15$ (В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г)
Расчетный напор насоса	H_p	м	224,3	$K_3 \cdot H_r$
Внутренний диаметр всасывающего трубопровода				
Производительность принятого насоса	Q	м ³ /ч	60	Технические характеристики насоса
Скорость движения воды в трубопроводе, для всасывающего трубопровода	$v_{вс}$	м/с	1,5	$v_{вс}=1,2-1,7$ м ³ /ч (В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г. Страница 105)
Внутренний диаметр всасывающего трубопровода	$d_{вс}$	мм	77	$0,0188 \cdot \sqrt{Q/v_{вс}}$
Толщина стенки всасывающего трубопровода				
Напор выбранного насоса		м	330	Технические характеристики насоса
Расчетное давление в трубопроводе	P	Мпа	3,3	Технические характеристики насоса
Наружный диаметр всасывающего трубопровода	$d_{н.вс}$	мм	159	Труба по ГОСТ 8732-78 (выбирается из расчета внутреннего диаметра всасывающего трубопровода)
Временное сопротивление разрыву	$\sigma_{вр}$	МПа	420	Тех.характеристика труб согласно ГОСТ 8732-78
Годовой износ стенок трубопровода	a	см/год	0,03	Б.А. Носырев «Насосные установки горных предприятий», Екатеринбург 1997 г. Страница 109
Срок службы	A	год	10	Согласно свойству трубы
Толщина стенки всасывающего трубопровода	$s_{вс}$	см	0,45	$(P \cdot d_{н.вс} / (2 \cdot 0,4 \cdot \sigma_{вр} + P)) + a \cdot A$
Принятая толщина стенки		мм	5	Труба по ГОСТ 8732-78
Толщина стенки нагнетательного трубопровода				
Количество насосов, работающих на один трубопровод	n		1	Согласно расчетных данных (В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г. Страница 167)
Скорость движения воды в трубопроводе, для нагнетательного трубопровода	$v_{нг}$	м/с	1,5	$v_{нг}=2-2,5$ м ³ /ч (В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г. Страница 105)
Внутренний диаметр нагнетательного трубопровода	$d_{нг}$	мм	77	$0,0188 \cdot \sqrt{Q/v_{нг}}$
Наружный диаметр нагнетательного трубопровода	$d_{н.нг}$	мм	159	Труба по ГОСТ 8732-78 (выбирается из расчета внутреннего диаметра нагнетающего трубопровода)
Толщина стенки нагнетательного трубопровода	$s_{нг}$	см	0,45	$(P \cdot d_{н.нг} / (2 \cdot 0,4 \cdot \sigma_{вр} + P)) + a \cdot A$
Принятая толщина стенки		мм	5	Труба по ГОСТ 8732-78
Определение потерь напора в нагнетательном трубопроводе				
Кэффициент шероховатости	$k_{ш}$		0,02	Б.А. Носырев «Насосные установки горных предприятий», Екатеринбург 1997 г. Страница 111
Кэффициент, зависящий от температуры воды	k_T		0,0018	$t=15^{\circ}C$ (Б.А. Носырев «Насосные установки горных предприятий», Екатеринбург 1997 г. Страница 111)
Кэффициент сопротивления прямолинейного участка труб	λ		0,020	$k_{ш} + (k_T / \sqrt{v_{нг}} \cdot d)$
Геометрическая длина прямолинейных участков труб нагнетающего трубопровода	$l_{нг}$	м	1350	Расчетная длина
Гидравлический коэффициент потери напора в обратном клапане	$\zeta_{о.к.}$		1,7	В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г. Страница 293

Гидравлический коэффициент потери напора в задвижке	ζ_3		0,81	В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г. Страница 294
Гидравлический коэффициент потери напора в тройнике	ζ_T		1,5	В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г. Страница 294
Гидравлический коэффициент потери напора в колене	ζ_K		1,98	В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г. Страница 294
Гидравлический коэффициент потери напора в переходе	ζ_{Π}		0,2	В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г. Страница 293
Число обратных клапанов	$n_{o.k.}$		2	Примерные расчетные данные
Число задвижек	n_3		2	Примерные расчетные данные
Число тройников	n_T		2	Примерные расчетные данные
Число колен	n_K		6	Примерные расчетные данные
Число переходов	n_{Π}		2	Примерные расчетные данные
Принятый внутренний диаметр нагнетательного трубопровода	$d_{вн.нг}$	мм	149	Расчетный диаметр
Потери напора в нагнетательном трубопроводе	$\Delta H_{нг}$	м	23,3	$\Delta H_{нг}=(1+(\lambda \cdot l_{нг}/d_{вн.нг})+n_{o.k.} \cdot \zeta_{o.k.}+n_3 \cdot \zeta_3+n_T \cdot \zeta_T+n_K \cdot \zeta_K+n_{\Pi} \cdot \zeta_{\Pi}) \cdot (v_{нг}^2/2 \cdot g)$
Определение потерь напора во всасывающем трубопроводе				
Коэффициент шероховатости	$k_{ш}$		0,02	Б.А. Носырев «Насосные установки горных предприятий», Екатеринбург 1997 г. Страница 111
Коэффициент, зависящий от температуры воды	k_T		0,0018	t=15°C (Б.А. Носырев «Насосные установки горных предприятий», Екатеринбург 1997 г. Страница 111)
Коэффициент сопротивления прямолинейного участка труб	λ		0,020	$k_{ш}+(k_T/\sqrt{v_{нг}} \cdot d)$
Геометрическая длина прямолинейных участков труб всасывающего трубопровода	$l_{вс}$	м	7	Расчетная длина, по технологическим решениям насосной камеры
Гидравлический коэффициент потери напора в приемном клапане	$\zeta_{п.к.}$		5,2	В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г. Страница 293
Гидравлический коэффициент потери напора в колене	ζ_K		1,98	В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г. Страница 294
Гидравлический коэффициент потери напора в переходе	ζ_{Π}		0,2	В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г. Страница 293
Число приемных клапанов	$n_{п.к.}$		2	Примерные расчетные данные
Число колен	n_K		2	Примерные расчетные данные
Число переходов	n_{Π}		2	Примерные расчетные данные
Принятый внутренний диаметр всасывающего трубопровода	$d_{вн.вс}$	мм	149	Расчётный диаметр
Потери напора во всасывающем трубопроводе	$\Delta H_{вс}$	м	1,9	$\Delta H_{вс}=(1+(\lambda \cdot l_{вс}/d_{вн.вс})+n_{п.к.} \cdot \zeta_{п.к.}+n_K \cdot \zeta_K+n_{\Pi} \cdot \zeta_{\Pi}) \cdot (v_{вс}^2/2 \cdot g)$
Определяем расчетные манометрический напор насоса				

Расчетный манометрический напор насоса	H _м	м	220,2	H _з +ΔH _{нп} +ΔH _{вс}
Определение размеров водосборника				
Объем водосборника	V	м ³	100	V=4*Q _с
Площадь сечения водосборника	S	м ²	16	ПОПБ пункт 1645. Заполнение водой водосборника с учетом его загрязнения не более 30%
Длина водосборника	l	м	6	L=V/S
Итоговые данные				
Тип насоса		ЦНСА 60-330		
Производительность насоса	м ³ /ч	60		
Напор насоса	м	330		
Количество насосов, работающих на один трубопровод	шт	1		
Наружный диаметр всасывающего трубопровода	мм	159		
Толщина стенки всасывающего трубопровода	мм	5		
Наружный диаметр нагнетательного трубопровода	мм	159		
Толщина стенки нагнетательного трубопровода	мм	5		

ПДМ Talpa LH 217

Наименование	Ед.изм.	ПГР иНР	
		Очистные работы	
Вид работ	--		
Годовой объём работ	тонн	144 000	113 400
Годовой объём работ	м ³	54 962	42 000
Расчёт необходимого количества ПДМ			
Тип ПДМ		1,7 м³	1,7 м³
Рабочих дней в году	дней	350	350
количество смен в сутки		2	2
продолжительность смены	час	12	12
Грузоподъемность ПДМ	т	4,0	4,0
Ёмкость ковша	м ³	1,7	1,7
Коэффициент заполнения ковша с учетом грузоподъемности		0,85	0,85
Фактич. вместимость ковша	м ³	1,4	1,4
Фактич. вместимость ковша с учетом грузоподъемности	т	2,4	2,5
Козф. разрыхления		1,6	1,6
Объем г.м. с учетом разрыхления	м ³	85 740	65 520
Расчет времени вывоза горной массы и загрузки в самосвал			
Общее количество ковшей		59 336	45 343
Время заполнения ковша Тзагр	сек	50	50
Коэффициент учитывающий выход не габаритов		1,2	1,2
Время на загрузку самосвала	сек	50	50
Расстояние вывозки горной массы Lср	п.м	250	250
скорость движения машины (порожня)	км/час	9	9
скорость машины груженная Uгр	км/час	8	8
Время движения груженого Tгр=Lср/Uгр	сек	113	113
Время движения порожняком Tпор=Lср/Uпор	сек	100	100
Время цикла Tц=Tзагр+Tразгр+Tгр+Tпор	мин	5,2	5,2
время вывозки горной массы до рудоспуска Tц*Nковш	час	5 151	3 936
Плотность пород (руд)	т/м ³	2,62	2,70
Обоснование потребности ПДМ			
Коэффициент использования оборудования (КИО) 60%	доли ед.	0,60	0,60
Средняя наработка 1 единицы ПДМ в год	час	5 040	5 040
Необходимое количество парка ПДМ	шт	1,0	0,8
Принимаем парк ПДМ	шт	2	1
Принимаем парк ПДМ	шт	3	

Автосамосвал Talpa ADT 15

Наименование	Ед.изм.	Talpa ADT 15	
		Очист и закл. работы	ПГР иНР
Вид работ			
Тип автосамосвала		6 м³	6 м³
Годовой объём работ	т	144 000	113 400
Объём горной массы с учетом увеличения объема горной массы за счет разрыхления	м ³	85 740	65 520
Число рабочих дней в году	дней	350	350
Число смен	смена	2	2
Число часов работы в смену	час	12	12
Время работы в смену с учетом КИО 0,75	час	9,0	9,0
Плотность пород (руд)	т/м ³	2,62	2,70
Коэф. Разрыхления		1,6	1,6
Тип загрузочного устройства		<i>ПДМ 1.7 м³</i>	<i>ПДМ 1.7 м³</i>
Фактич. вместимость ковша	м ³	1,4	1,4
Время на загрузку ПДМ	с	1 250	1 250
Сменная производительность	м ³	122	94
Расстояние по горизонту	м	1 300	1 300
Расстояние по уклону вверх	м	800	800
Расстояние по уклону вниз	м	800	800
Расстояние по поверхности	м	150	150
Скорость движения транспортной машины вверх по уклону	км/ч	7	7
Скорость движения транспортной машины вверх по уклону	м/с	1,9	1,9
Скорость движения транспортной машины вниз по уклону	км/ч	10	10
Скорость движения транспортной машины вниз по уклону	м/с	2,8	2,8
Скорость движения транспортной машины по горизонту	км/ч	13,3	13,3
Скорость движения транспортной машины по горизонту	м/с	3,7	3,7
Скорость движения по поверхности транспортной машины:			
- груженой	км/ч	15	15
- груженой	м/с	4,2	4,2
- порожней	км/ч	15	15
- порожней	м/с	4,2	4,2
Время движения транспортной машины по горизонту	с	351	351
Время движения транспортной машины вверх по уклону	с	421	421
Время движения транспортной машины вниз по уклону	с	286	286
Время движения транспортной машины по поверхности:			
- груженой	с	36	36
- порожней	с	36	36
Время разгрузки транспортной машины	с	60	60
Время загрузки породой на поверхности	с	300	300
Время ожидания машин на разминовках	с	120	120
Время на маневры транспортной машины	с	120	120
Время цикла транспортной машины	с	2 980	2 680
Время цикла с учетом коэффициента одновременности машин (1,0)	с	2 980	2 680
Грузоподъемность автосамосвала	т	15,0	15,0
Средняя грузоподъемность 1-й машины с учётом плотности породы	т	9,1	9,3
Объём кузова самосвала	м ³	6,0	6,0
Коэф. Заполнения кузова		0,90	0,90
Вмещающихся ковшей ПДМ	шт	4	4
Объём заполнения кузова используемых самосвалов с учётом плотности пород	м ³	5,4	5,4
Необходимое число рейсов	рейс	23,0	17,0
Расчетное число рейсов транспортной машины в смену	рейс	10,87	12,09
Принятое кол-во рейсов в смену	рейс	10,0	12,0
Расчетное число самосвалов	шт	2,30	1,42
Принимаем количество самосвалов	шт	4,0	

Приложение Г

Наименование горизонтов	Геологич. запасы, тыс.т			Потери, %	Разубожи вание, %	Товарные запасы, тыс.т			Г о д ы д о б ы ч и																	
									2027			2028			2029			2030			2031			2032		
	Руды, тыс.т	Золото (Au), (г/т)/кг	Серебро (Ag), (г/т)/кг			Руда, тыс.т	Золото (Au), (г/т)/кг	Серебро (Ag), (г/т)/кг	Руда, тыс.т	Золото (Au), (г/т)/кг	Серебро (Ag), (г/т)/кг	Руда, тыс.т	Золото (Au), (г/т)/кг	Серебро (Ag), (г/т)/кг	Руда, тыс.т	Золото (Au), (г/т)/кг	Серебро (Ag), (г/т)/кг	Руда, тыс.т	Золото (Au), (г/т)/кг	Серебро (Ag), (г/т)/кг	Руда, тыс.т	Золото (Au), (г/т)/кг	Серебро (Ag), (г/т)/кг			
735-785	114,092	8,6	1,8	19,5	23,6	120,214	6,6	1,4			6,3	6,6	1,4	36,5	6,6	1,4	37,1	6,6	1,4				40,4	6,6	1,4	
		983,93	203,13				792,21	163,49				41,20	8,503		240,44	49,621		244,33	50,423					266,24	54,944	
785-835	61,512	11,4	1,8	19,5	23,6	64,813	8,7	1,4			20,8	8,7	1,4	44,0	8,7	1,4										
		701,24	109,52				564,52	88,15				181,37	28,320		383,15	59,830										
835-875	72,132	10,3	1,8	19,5	23,6	76,003	7,9	1,4	15,4	7,9	1,4	60,6	7,9	1,4												
		744,91	128,42				599,66	103,36		121,67	20,970		477,99	82,390												
875-905	51,153	12,8	1,8	19,5	23,6	53,898	9,8	1,4	35,4	9,8	1,4	18,5	9,8	1,4												
		653,73	91,07				526,04	73,30		345,16	48,100		180,88	25,200												
905-945	25,490	16,0	1,8	19,5	23,6	26,858	12,2	1,4			26,9	12,2	1,4													
		407,44	45,38				327,93	36,53				327,93	36,530													
945-975	10,395	15,1	1,8	19,5	23,6	10,952	11,5	1,4			11,0	11,5	1,4													
		157,04	18,51				126,39	14,90				126,39	14,900													
975-1005	5,728	20,9	1,8	19,5	23,6	6,035	16,0	1,4						6,0	16,0	1,4										
		119,96	10,20				96,57	8,21							96,57	8,210										
1005-1055	13,651	5,1	1,8	19,5	23,6	14,383	3,9	1,4						14,4	3,9	1,4										
		69,64	24,30				56,09	19,56							56,09	19,560										
1055-1105	189,438	3,1	1,8	19,5	23,6	199,605	2,4	1,4						31,2	2,4	1,4	88,5	2,4	1,4	72,5	2,4	1,4	7,4	2,4	1,4	
		583,61	337,28				469,07	271,46							73,33	42,440		208,03	120,390		170,26	98,530		17,46	10,100	
1105-1200	42,435	3,6	1,8	19,5	23,6	44,712	2,7	1,4						11,9	2,7	1,4	18,4	2,7	1,4	14,4	2,7	1,4				
		151,52	75,55				122,06	60,81							32,49	16,190		50,24	25,030		39,33	19,590				
Всего по руднику:	586,01	7,8	1,8	19,5	23,6	617,473	6,0	1,4	50,785	9,2	1,4	144,000	9,3	1,4	144,000	6,1	1,4	144,000	3,5	1,4	86,859	2,4	1,4	47,828	5,9	1,4
		4 573,02	1 043,36				3680,54	839,77		466,83	69,07		1335,76	195,84		882,07	195,85		502,60	195,843		209,59	118,120		283,70	65,044

Приложение Д

Приложение Д – Календарный график строительно-монтажных работ. Место рождения: Монако

[illegible]

