

Товарищество с ограниченной ответственностью «Есіл-Mining»
Товарищество с ограниченной ответственностью ТОО «Два Кей»



«Утверждаю»

Директор ТОО «Есіл-Mining»

К. Калиев

2026 г.

Корректировка на План горных работ месторождения вольфрамовых руд Аксоран (на электрической тяге)

Том II

Книга 2

Технологическая часть (горная и горно-механическая)

Пояснительная записка

Генеральный проектировщик

Генеральный директор



ТОО «Два Кей»

Н. Каменский

Алматы, 2026 г.

Корректировка Плана горных работ месторождения вольфрамовых руд Аксоран разработан ТОО «Два Кей» (государственные лицензии ГЛ №13020528 от 28 декабря 2013 года, ГЛ №14002042 от 12 февраля 2014 года) на основании Технического Задания на выполнение работ/оказание услуг (приложение А), в соответствии с государственными нормами, правилами и стандартами, действующими на территории Республики Казахстан.

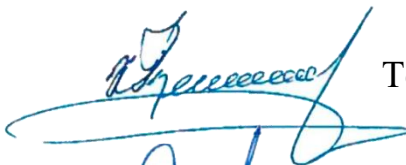
Главный инженер проекта

A handwritten signature in blue ink, appearing to read 'K. Temirhanov', with a stylized flourish at the end.

Темирханов К. К.

Список исполнителей

ГИП



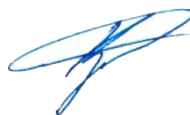
Темирханов К.К.

Главный горный инженер



Шарафутдинов Д.К.

Ведущий инженер-конструктор



Купцов В.А.

Старший инженер-конструктор



Болатов Р.Х.

Специалист 1-ой категории



Тулеева С.В.

Инженер-энергетик



Карчевский И.Е.

Эколог 1-ой категории



Косаева А.С.

Ведущий экономист



Гареева-Шишкова Л.Р.

СОСТАВ ПРОЕКТА

Том	Книга	Наименование
I	1	Общая пояснительная записка
II	1	Геологическая часть. Пояснительная записка
	Папка 1 Графические материалы.	Геологическая часть. Чертежи
	2	Технологическая часть (горная и горно-механическая). Пояснительная записка
	Папка 2 Чертежи	Технологическая часть (горная и горно-механическая). Чертежи
	3	Приложения
III	1	Оценка воздействия на окружающую среду (ОВОС)
IV	1	Декларация промышленной безопасности ТОО «Есіл Mining»
V	1	Промышленная безопасность, техника безопасности и охрана труда
VI	1	План ликвидации
VII	1	Технико-экономические показатели
VIII	1	Генеральный план и транспорт. Архитектурно-строительные решения. Инженерные сети, системы и оборудования. Чертежи

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	15
1 КРАТКАЯ ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА МЕСТОРОЖДЕНИЯ.....	16
1.1 Геологические условия месторождения	16
1.2 Инженерно-геологические условия месторождения.....	20
1.3 Гидрогеологические условия месторождения	25
2 ЗАПАСЫ, ПРИНЯТЫЕ К ПРОЕКТИРОВАНИЮ	31
3 ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ, СРОК СУЩЕСТВОВАНИЯ И РЕЖИМ РАБОТЫ ПРЕДПРИЯТИЯ.....	34
4 ВСКРЫТИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ.....	35
4.1 Границы лицензионной территории	35
4.2 Вскрытие месторождения	36
4.2.1 Выбор способа доставки горнорудной массы на поверхность ..	36
4.2.2 Выбор варианта вскрытия месторождения	37
4.2.3 Выбор марки основного оборудования	39
4.3 Сдвигание горных пород, защита зданий, сооружений и природных объектов.....	41
4.4 Эксплуатационная разведка.....	57
4.5 Проходка горных выработок	60
4.5.1 Выбор сечений выработок	60
4.5.2 Технология проходки Наклонного транспортного съезда	61
4.5.3 Технология проходки Наклонного спирального съезда	94
4.5.4 Основные расчетные положения для выбора типов и параметров крепей горных выработок	115
4.5.5 Технология проходки и крепления горизонтальных и наклонных выработок	117
4.5.6 Расчет горного давления в горизонтальных и наклонных выработках	118
4.5.7 Расчет крепи горизонтальных и наклонных выработок	123
4.5.8 Расчет анкерной и комбинированной крепи	129
4.5.9 Расчет вентиляционно-ходовых восстающих	144
4.5.10 Рекомендации по поддержанию горных выработок	145
4.6 Механизация горно-капитальных работ.....	146
5 СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ.....	149
6 ПОТЕРИ И РАЗУБОЖИВАНИЕ	150
7 ОБЕСПЕЧЕННОСТЬ РУДНИКА ВСКРЫТЫМИ, ПОДГОТОВЛЕННЫМИ И ГОТОВЫМИ К ВЫЕМКЕ ЗАПАСАМИ	151
8 БЕЗОПАСНОЕ ВЕДЕНИЕ ГОРНЫХ РАБОТ НА МЕСТОРОЖДЕНИЯХ, СКЛОННЫХ И ОПАСНЫХ ПО ГОРНЫМ УДАРАМ	153
9 ОХРАНА НЕДР.....	160
10 КАЛЕНДАРНЫЙ ГРАФИК РАЗВИТИЯ ГОРНЫХ РАБОТ	161

11	ВЕНТИЛЯЦИЯ.....	164
11.1	Вентиляция горных выработок.....	164
11.2	Вентиляторные установки	168
12	КАЛОРИФЕРНАЯ УСТАНОВКА	170
13	МЕРОПРИЯТИЯ ПО КОМПЛЕКСНОМУ ОБЕСПЫЛИВАНИЮ РУДНИЧНОЙ АТМОСФЕРЫ	179
14	МЕХАНИЗАЦИЯ ПРОХОДЧЕСКИХ РАБОТ	182
15	ПОДЗЕМНЫЙ ТРАНСПОРТ	184
16	МЕХАНИЗИРОВАННЫЙ ПОДЪЁМ.....	185
17	МЕХАНИЗАЦИЯ ВСПОМОГАТЕЛЬНЫХ РАБОТ.....	187
18	ВОЗДУХОСНАБЖЕНИЕ И ВОДОСНАБЖЕНИЕ	189
19	ВОДОПРИТОКИ В ПОДЗЕМНЫЕ ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ	190
19.1	Прогнозы притоков подземных вод в наклонные съезды	191
19.2	Осушение притоков подземных вод в транспортный съезд.....	198
19.3	Прогнозы притоков подземных вод в системы подземных горных выработок при разработке месторождения	202
20	ВОДООТЛИВ	204
21	БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ И ХОЗЯЙСТВО ВЗРЫВЧАТЫХ МАТЕРИАЛОВ	210
21.1	Хозяйство ВМ.....	213
22	ПОТРЕБНОСТЬ В ТРУДОВЫХ РЕСУРСАХ, РЕЖИМ РАБОТЫ И ОТДЫХА РАБОТНИКОВ.....	218
23	ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ ПОДЗЕМНОГО РУДНИКА.....	223
24	СВЯЗЬ И СИГНАЛИЗАЦИЯ.....	229
25	ГЕНЕРАЛЬНЫЙ ПЛАН ОБЪЕКТА	231
26	ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ, ОХРАНА ТРУДА И ПРОМСАНИТАРИЯ ПРИ ВЕДЕНИИ ГОРНЫХ РАБОТ	247
26.1	Техника безопасности.....	247
26.2	Охрана труда и промсанитария	249
	СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....	251

ВЕДОМОСТЬ ЧЕРТЕЖЕЙ

№№	Наименование	Лист
1	2	3
	<i>Горная часть</i>	
1	Схема вскрытия	1
2	План 1 горизонта + 360	2
3	План 2 горизонта +310	3
4	План 3 горизонта +260	4
5	План 4 горизонта +210	5
6	План 5 горизонта + 160	6
7	План 6 горизонта +110	7
8	План 7 горизонта + 60	8
9	План 8 горизонта + 10	9
10	План 9 горизонта -40	10
11	План 10 горизонта -90	11
12	План 11 горизонта -140	12
13	План 12 горизонта -190	13
14	План Наклонного транспортного съезда	14
15	Сечения горных выработок в коренных породах	15
16	Сечения горных выработок в выветрелых породах	16
17	Система разработки подэтажного обрушения	17
18	Система разработки с магазинированием руды	18
19	Крепление металлической арочной податливой крепью	19
20	Крепление анкерной крепью	20
21	Скважинная отбойка руды	21
22	Шпуровая отбойка руды	22
23	Типовые паспорта БВР	23
24	Въездная траншея Наклонного транспортного съезда	24
25	Въездная траншея Наклонного спирального съезда	25
26	Портал Наклонного спирального съезда	26
	<i>Горно-механическая часть</i>	
27	Камера ожидания.	1
28	Инструментальная кладовая.	2
29	КАВС.	3
30	Подземный склад ВВ.	4
31	Склад ВМ (камера выдачи ВМ).	5
32	Водоотливной комплекс 2-го горизонта.	6
33	Водоотливной комплекс 7 и 12 горизонтов.	7
34	Склад ППМ.	8
35	Камера вентиляционной двери.	9
36	Противопожарные двери по СО.	10

37	Узел пересыпки на конвейер.	11
38	Узел перегрузки с конвейера на конвейер.	12
39	Камера уборной.	13
40	Подземный распределительный пункт.	14
41	Камера зарядки аккумуляторов	15
	<i>Электрическая часть</i>	
42	Типовая схема электроснабжения	1
43	План электроснабжения 1 горизонта +360	2
44	План электроснабжения 2 горизонта +310	3
45	План электроснабжения 3 горизонта +260	4
46	План электроснабжения 4 горизонта +210	5
47	План электроснабжения 5 горизонта +160	6
48	План электроснабжения 6 горизонта +110	7
49	План электроснабжения 7 горизонта +60	8
50	План электроснабжения 8 горизонта +10	9
51	План электроснабжения 9 горизонта -40	10
52	План электроснабжения 10 горизонта -90	11
53	План электроснабжения 11 горизонта -140	12
54	План электроснабжения 12 горизонта -190	13
55	Участковая подстанция. Размещение оборудования.	14
56	Участковая подстанция с ячейкой. Размещение оборудования.	15
57	Типовая схема электроснабжения горизонта.	16
	Генеральный план	
58	Ситуационный план	1
59	Схема планировочной организации земельного участка	2
60	План инженерных сетей	3

СПИСОК ТАБЛИЦ

№№	Наименование	стр
1.3.1	Результаты интерпретации	28
1.3.2	Расчет коэффициента водопроводимости	29
1.3.3	Коэффициент фильтрации	29
2.1	Разбивка запасов по горизонтам	32
2.2	Разбивка запасов по горизонтам по борту 0,1-0,2	33
4.1.1	Координаты геологического отвода	34
4.1.2	Координаты горного отвода	34
4.2.3.1	Расчет численности и стоимости парка погрузочно-доставочных машин	43
4.3.1	Расчеты l' и l_2	49
4.3.2	Расчеты l_0	51
4.3.3	Расчеты h_{oc} и H'	55
4.5.1.1	Предельные допустимые смещения крепей	64
4.5.2.1	Основное оборудование при проходке НТС	65
4.5.2.2	Допустимое время обнажения горного массива и отставание постоянной крепи от забоя	68
4.5.2.3	Несущая способность рам крепи из спецпрофиля	69
4.5.2.1.1	Расчет параметров БВР горно-капитальных выработок	75
4.5.2.1.2	Сводная таблица расчета БВР	77
4.5.2.1.3	Результаты расчета продолжительности работ при бурении шпуров	78
4.5.2.1.4	Результаты расчета продолжительности работ при зарядании и взрывании шпуров	79
4.5.2.1.5	Продолжительность подготовительно-заключительных операций	80
4.5.2.1.6	Результаты расчета полной продолжительности бурозврывных работ, с учетом подготовительно-заключительных операций	81
4.5.2.1.7	Результаты расчета продолжительности работ при погрузке	83
4.5.2.1.8	Продолжительность подготовительно-заключительных операций	84
4.5.2.1.9	Результаты расчета полной продолжительности при погрузке, с учетом подготовительно-заключительных операций	85
4.5.2.2.1	Нормативы затрат труда на выравнивание боков и кровли выработки при возведении рамной крепи	87
4.5.2.2.2	Нормативы затрат труда на подноску крепежных материалов и установку рам крепи	87
4.5.2.2.3	Нормативы затрат труда на вспомогательные операции при установке рамной крепи	88
4.5.2.3.1	Технические характеристики автобетоносмесителя	89
4.5.2.3.2	Технические характеристики бетононасоса	90
4.5.2.5.1	Расчетное количество воздуха необходимого для проветривания забоя при проходке Наклонного транспортного съезда	94
4.5.2.6.1	Характеристики насоса Н1В12/5-10/5	97
4.5.3.1	Основное оборудование при проходке съезда	98
4.5.3.2	Несущая способность рам крепи из спецпрофиля	99
4.5.3.1.1	Расчет параметров БВР горно-капитальных выработок	104

№№	Наименование	стр
4.5.3.1.2	Сводная таблица расчета БВР	106
4.5.3.1.3	Результаты расчета продолжительности работ при бурении шпуров	107
4.5.3.1.4	Результаты расчета продолжительности работ при зарядании и взрывании шпуров	108
4.5.3.1.5	Продолжительность подготовительно-заключительных операций	109
4.5.3.1.6	Результаты расчета полной продолжительности буровзрывных работ, с учетом подготовительно-заключительных операций	110
4.5.3.1.7	Результаты расчета продолжительности работ при погрузке	111
4.5.3.1.8	Продолжительность подготовительно-заключительных операций	113
4.5.3.1.9	Результаты расчета полной продолжительности работ при погрузке, с учетом подготовительно-заключительных операций	113
4.5.3.5.1	Расчетное количество воздуха необходимого для проветривания забоя при проходке наклонного спирального съезда	117
4.5.4.1	Значения коэффициента K_0 в зависимости от срока службы выработок и обводненности* пород	118
4.5.6.1	Расчетная схема горного давления в скальных породах	122
4.5.6.2	Расчетные формулы нормативного давления при неустойчивой кровле и боках ($n_k \leq 1$; $n_b \leq 1$)	123
4.5.6.3	Расчетные формулы нормативного давления при неустойчивой кровле и боках ($1 < n_k < 4$; $n_b \leq 1$)	123
4.5.7.1	Геометрические параметры Спирального транспортного съезда	127
4.5.7.2	Коэффициент структурно-текстурного ослабления пород	129
4.5.7.3	Расчетная толщина набрызг-бетонной крепи для Наклонного транспортного съезда при отсутствии гидростатического давления	129
4.5.7.4	Результаты расчетов толщины набрызг-бетонной крепи при отсутствии гидростатического давления и при различных значениях K_c	130
4.5.7.5	Расчетная толщина набрызг-бетонной крепи для Транспортного штрека при отсутствии гидростатического давления	130
4.5.7.6	Расчетная толщина набрызг-бетонной крепи для Спирального наклонного съезда при отсутствии гидростатического давления	131
4.5.7.7	Результаты расчетов толщины набрызг-бетонной крепи Наклонного транспортного съезда для пород V категории и при различных значениях K_c	132
4.5.7.8	Результаты расчетов толщины набрызг-бетонной крепи транспортного штрека для пород V категории и при различных значениях K_c	132
4.5.7.9	Результаты расчетов толщины набрызг-бетонной крепи Спирального наклонного съезда для пород V категории и при различных значениях K_c	132
4.5.8.1	Тип анкера в зависимости от коэффициента крепости пород	133
4.5.8.2	Показатели металлической арочной крепи, относительно сечения выработки	1147

№№	Наименование	стр
4.6.1	Распределение по объему горно-капитальных, горно-подготовительных и очистных работ	152
11.1.1	Баланс подаваемого и выдаваемого воздуха без учета утечек	167
11.2.1	Техническая характеристика вентилятора	171
11.2.2	Технические характеристики вентиляторов	171
12.1	Принятые показатели для расчёта калориферной установки на примере калориферов типа КЗВП	175
12.2	Основные расчётные параметры калориферных установок	177
12.3	Коэффициент учёта влияния числа ходов в многоходовых калориферах на величину их гидравлического сопротивления	178
12.4	Результаты расчёта двухрядной группы калориферов	181
13.1	Перечень рекомендуемых средств воздухораспределения и пылеподавления	183
14.1	Перечень и количество основного технологического самоходного и переносного бурового и погрузочно-доставочного оборудования, ед.	186
15.1	Технические характеристики погрузочно-доставочной машины WJD-3B	187
16.1	Технические характеристики ленточного конвейера	188
16.2	Технические характеристики вибропитателя ПВБ-1,4/2,5	189
17.1	Перечень и количество вспомогательного оборудования	190
18.1	Потребное количество сжатого воздуха на рудник	192
18.2	Расчет расхода воды рудник	192
19.1.1	Результаты расчетов притоков подземных вод в наклонный съезд при вскрытии месторождения «Аксоран»	199
19.2.1	Рекомендуемая техническая характеристика погружных насосов	202
19.3.1	Результаты расчетов притоков подземных вод в систему подземных горных выработок при разработке месторождения «Аксоран»	206
20.1	Техническая характеристика существующих водоотливных установок	211
21.1	Перечень используемого оборудования для бурения взрывных скважин и шпуров	213
21.2	Оборудование и средства механизации взрывных работ	214
21.3	Технические характеристики стрелы-манипулятора	215
21.4	Технические характеристики гидромолота	215
22.1	Численность трудящихся по специальностям горного производства	221
23.1	Рекомендуемые технические характеристики КРУВ – 6	226
23.2	Расчет электрических нагрузок на максимальный период потребления	228
23.3	Минимальные нормы освещенности для выработок, подлежащих освещению лампами, питаемыми от электрической сети	231
25.1	Показатели по генплану проектируемых площадок и объектов	236
25.2	Объемные показатели по проектируемым отвалам	237

№№	Наименование	стр
25.3	Перечень необходимого транспорта	241
25.4	Ведомость автомобильных дорог	242
25.5	Технико-экономические показатели автомобильных дорог	243
25.6	Основные показатели проектируемых зданий	244

СПИСОК РИСУНКОВ

№№	Наименование	Стр.
1.2.1.	Разведочная сеть месторождения	25
4.2.2.1	Схема вскрытия месторождения Аксоран	41
4.3.1	Зоны влияния отдельной очистной выработки на вертикальных разрезах, вкрест простирания при угле падения более $\alpha_{\text{п}}$	45
4.3.2	Геометрические параметры, определяющие устойчивость горных пород и земной поверхности	48
4.3.3	План наблюдательной станции	58
4.3.4	Вертикальный разрез по профильной линии (б) и графики сдвижения (а)	59
4.4.1	Типовая схема проведения экспоразведочного бурения модуль	62
4.5.2.1	Проходка НТС с опережающим забой креплением «проколотами»	66
4.5.2.2	Сечение наклонного транспортного съезда с металлической арочной крепью из профиля СВП-33	71
4.5.2.3	Сегменты арочной крепи из СВП-33 на одну рам	71
4.5.2.1.1	Параметры БВР	75
4.5.2.2.1	Монтажная стрела	86
4.5.2.3.1	Автобетономеситель	90
4.5.2.3.2	Бетононасос БН-25Е	90
4.5.2.4.1	График организации процесса монтажа рамной крепи	92
4.5.2.4.2	Циклограмма выполнения горнопроходческих работ в рыхлых породах	93
4.5.2.4.3	Циклограмма выполнения горнопроходческих работ в коренных породах	93
4.5.2.6.1	Расположение точек нагнетания тампонажного раствора	95
4.5.2.6.2	Угол наклона тампонажной скважины	96
4.5.2.6.3	Нагнетание раствора по полуциркуляционной схеме	96
4.5.2.6.4	Забойные насосы, устанавливаемые в наклонных выработках на салазках	97
4.5.3.1	Сечение наклонного транспортного съезда с металлической арочной крепью из профиля СВП-33	101
4.5.3.2	Сегменты арочной крепи из СВП-33 на одну раму	101
4.5.3.1.1	Параметры БВР	104
4.5.3.4.1	График организации процесса монтажа рамной крепи	115
4.5.3.4.2	Циклограмма выполнения горнопроходческих работ в рыхлых породах	116
4.5.3.4.3	Циклограмма выполнения горнопроходческих работ в коренных породах	116
4.5.6.1	Схема к расчету горного давления на крепь при неустойчивой кровле и устойчивых боках	122
4.5.6.2	Схема к расчету горного давления на крепь при неустойчивых кровле и боках	122
4.5.8.1	Схематическое изображение процесса посадки анкера при частичном склеивании анкера	135

№№	Наименование	Стр.
4.5.8.2	Строение патрона – SiS (ампулы)	136
4.5.8.3	Конструкция усиленной комбинированной крепи СЗА-УКК	138
4.5.8.4	Пример установки СЗА-Армокрепь с помощью самоходной буровой установки (вид А) и закрепленного свода сопряжения (Вид Б)	139
4.5.8.5	Виды анкеров типа СЗА	140
4.5.8.6	Схема к расчету арочной податливой крепи	145
11.1.1	Схема вентиляции (отработка 4 горизонта)	169
11.1.2	Схема вентиляции (отработка 12 горизонта)	170
12.1	Типовая схема калориферной установки	174
12.2	Схема подключения группы калориферов	175
12.3	Номограмма для определения величины $\frac{A_K k_{\text{гп}}}{\vartheta_B \gamma_B}$	176
12.4	Величина потери депрессии для различных типов калориферов в зависимости от скорости воздуха	179
12.5	Величина потерь депрессии в одноходовых калориферах в зависимости от расхода воды и диаметра патрубка	180
19.2.1	Схематическое расположение линейного ряда скважин (синим) для осушения горизонта при проходке наклонного спирального съезда	203
19.2.2	Схематическое расположение линейного ряда скважин (синим) для осушения горизонта при проходке Наклонного транспортного съезда	204
20.1	Схема водоотлива	212
21.1	Стрела-манипулятор Epiroc типа RK 3042-C с гидромолотом SB 452	214
21.2	Гидромолот SB 452	215

ВВЕДЕНИЕ

Корректировка на План горных работ месторождения вольфрамовых руд Аксоран выполнена в соответствии с Техническим заданием на проектирование, выданным ТОО «Есіл Mining» (приложение А).

Основанием для корректировки на План горных работ месторождения Аксоран является сложность технологии переработки вольфрамовых руд, что в свою очередь послужило задержкой в строительстве обогатительной фабрики на месторождении. А так как складирование добытой руды без возможности переработки является нецелесообразным, Заказчиком было принято решение об изменении календарного графика добычи.

Также ввиду повышения коммерческих цен на вольфрам на мировом рынке проектом принято решение отработки части минеральных ресурсов, с бортовым содержанием 0,1-0,2. Их отработка предполагается после отработки запасов по бортовому содержанию 0,2. Данные работы не требуют дополнительных капитальных вложений и ограничатся только проведением дополнительных горно-подготовительных работ на ранее отработанных горизонтах.

Целью данной проектной работы является:

- корректировка на План горных работ месторождения вольфрамовых руд Аксоран в Сандыктауском районе Акмолинской области в связи с изменением календарного графика выполнения работ без изменения технических решений;

Для достижения цели Планом горных работ рассмотрена:

- схема вскрытия месторождения Наклонным спиральным съездом и Наклонным транспортным съездом, проходка квершлагов до рудных тел;
- системы разработки месторождения;
- использование горношахтной техники на электрической тяге;
- нагнетательный способ проветривания горных выработок;
- расположение главной водоотливной установки на втором горизонте и двух промежуточных: на седьмом и двенадцатом горизонтах;
- доставка горной массы до вибропитателей на конвейере и рудоспуски погрузочно-доставочной машиной.

Месторождение вольфрамовых руд Аксоран находится в Сандыктауском районе Акмолинской области на границе с Айыртауским районом Северо-Казахстанской области. Согласно Плана горных работ добычные работы и переработка руды будут проводиться в Северо-Казахстанской области.

Отработка месторождения будет вестись подземным способом. Порталы (устья) съездов будут располагаться на территории Северо-Казахстанской области. Наклонный спиральный съезд и Наклонный транспортный съезд будут проходиться под углом 14 градусов за границей зоны сдвижения горных пород от подработки.

Работы будут проводиться в течение 23 лет с учетом запуска и ликвидации рудника, из них 20 лет – добычные работы с проектной годовой производительностью по руде 1000 тыс. тонн.

1 КРАТКАЯ ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА МЕСТОРОЖДЕНИЯ

1.1 Геологические условия месторождения

Месторождение вольфрамовых руд Аксоран находится в Сандыктауском районе Акмолинской области на границе с Айыртауским районом Северо-Казахстанской области, в 38 км северо-восточнее п. Шантобе, в 35 км северо-западнее райцентра с. Балкашино на площади листа N-42-113-B. [1]

Площадь месторождения сложена в различной степени метаморфизованными породами: гнейсами различного состава с горизонтами скарноидов, амфиболитами, сланцами, мраморами и кальцифирами. Метаморфогенные породы прорваны штокообразными телами и дайками диоритов, габбро-диоритов. На крайнем северо-западном фланге месторождения откартированы массивные и гнейсовидные граниты Балкашинского комплекса, а на юго-восточном - ордовик - силурийские порфириды основного - среднего состава. Исключительно широко на участке развиты мезозойские коры выветривания, перекрытые неогеновыми глинами Павлодарской свиты, мощностью от первых метров до 50-300м.

По петрографическому составу, степени метаморфизма и структурному положению в пределах месторождения выделяются протерозойские образования зерендинской серии, нижнего и среднего рифея, нижнего палеозоя, мезозоя и кайнозоя.

Нижний-средний протерозой (зерендинская серия).

Северная часть участка месторождения сложена породами высокой степени метаморфизма. Здесь развиты амфиболовые и кристаллические сланцы, гнейсы, амфиболиты, мрамора, в том числе и силикатные (кальцифиры). Менее распространены гранито-гнейсы, гранат-пироксен-полевошпатовые гнейсы и скарноиды, породообразующими минералами которых являются кварц, эпидот, пироксен тремолит, цоизит, иногда карбонаты. Простираение пород меняется от северо-восточного до северо-западного, падение предположительно в северных румбах. Мощность не установлена.

Отложения, относимые к рифейским, по составу расчленяются предположительно на три пачки: порфириоидную, порфиритоидно-амфиболитовую и углисто-глинисто-карбонатную сопоставимую, с образованиями куспекской, иманбурлукской свит нижнего рифея и шарыкской свиты среднего рифея.

Нижний рифей.

Куспекская свита сложена преимущественно зеленовато-серыми до темно-серых порфириоидами кварц-полевошпат-серицитового состава и кварц-серицитовыми сланцами, возникшими за счет кислых лав и туфов, реже амфиболовыми сланцами.

Породы свиты слагают центральную часть месторождения. Простираие пород меняется от северо-восточного до северо-западного с образованием субширотной складки. Мощность свиты 300-500м.

Иманбурлукская свита является рудовмещающей и представлена темно-зелеными и черными амфиболовыми и биотитовыми сланцами, амфиболитами с горизонтами порфиритоидов, кварц-полевошпат-биотитовых гнейсов, скарноидов и дайко-штокообразными и близкослойными телами диоритовых порфиритов. Простираие пород северо-восточное 40-60°. Мощность не менее 400-500м.

Детальное расчленение разреза свиты, проведенное в наиболее продуктивной её части, показало, что она сложена переслаивающимися темно-зелеными кварц-альбит-актинолитовыми сланцами, актинолитовыми амфиболитами и темно-серыми кварц-альбит-биотитовыми сланцами. Переходы между амфиболовыми и биотитовыми сланцами постепенные.

Актинолитовые амфиболиты и амфиболовые сланцы представляют собой массивные или рассланцованные породы. Основная масса сложена игольчатыми, таблитчатыми и ксеноморфными зернами актинолита и несдвойникового альбита, а также кварца и редко, роговой обманки. Амфиболиты отличаются только более массивным сложением и большим количеством темноцветных (до 80-90%). Биотитовые сланцы представляют собой тонкозернистые тонкорассланцованные темно-серые породы. Биотит обычно окрашен в шлифах в светло-зеленый или светло-коричневый цвет.

В отдельных случаях биотитовые и амфиболовые сланцы обогащены эпидотом и гранатом.

В скважинах восточного фланга месторождения вскрыты своеобразные породы - скарноиды светло-зеленого цвета, вмещающие богатые прожилково-вкрапленные руды. Они слагают тонкие прослои мощностью от первых сантиметров среди слюдистых и амфиболовых сланцев с образованием в совокупности зон скарноидов, скарнированных пород мощностью до 8-10 м. Они представляют собой продукт метаморфизма, загрязненный примесями карбонатных пород или сильно известковых алевролитов и песчаников, т.е. силикатные мрамора или кальцифиры. Вторая разновидность отличается гораздо меньшим количеством карбоната, состоящая, в основном, из пироксена, актинолита с эпидотом, гранатом, цоизитом, т.е. могут быть названы собственно скарноидами.

Обе разновидности обычно встречаются совместно. В виде одного из минералов в них часто развит шеелит, образующий вкрапленность размером 0.02-0.8мм, местами достигая крупных кристаллов до 20-30мм.

Породы зерендинской серии и нижнего рифея отделены от нижнепалеозойских и среднерифейских толщ мощной тектонической зоной, по которой северный блок, сложенный более древними породами, надвинут на среднерифейские и нижнепалеозойские породы.

Средний рифей (шарыкская свита).

Продуктивную толщу амфиболсодержащих пород подстилают филлитовидные углеродосодержащие сланцы, отнесенные к шарыкской свите.

Среди филлитовидных сланцев отмечаются линзы мраморизованных известняков и доломитов, амфиболовые, слюдистые, кремнистые сланцы и кварциты. Углеродосодержащие сланцы интенсивно пиритизированы и хорошо картируются в физических полях интенсивными аномалиями поляризуемости.

По данным Абдулкабировой М. А. и др. в углисто-глинистых сланцах шарыкской свиты по результатам люминесцентно-битуминологического анализа проб устанавливается тяжелый битум МБА (масляный битумоид) в количестве 0.001-0.012%. Ни в одной пробе не установлены битумы типа ЛБА (легкие битумоиды) характерные только для углисто-глинистых пород ордовика. Проведение аналогичного анализа для углистого сланцево месторождения Аксоран помогло бы более уверенно датировать рудовмещающие отложения. Общая мощность этой толщи оценивается в 350-400м.

Нижний-средний отделы ордовика.

В южной части площади, в районе горы Аксоран обнажены своеобразные породы, резко отличающиеся степенью метаморфизма и составом от допалеозойских.

Сопка сложена андезитовыми, базальтовыми порфиритами, липаритовыми порфирами, туфами порфиритов, туфопесчаниками и туфолавами.

Подобные толщи имеют довольно широкое развитие в Балкашинском рудном районе.

Пашадским В. А. среди маломощных прослоев известняков в аналогичных по составу и степени метаморфизма толщах найдены остатки брахиопод, кораллов и мшанок не древнее нижнего ордовика. Мощность толщи эффузивов не менее 450-500.

Мезо-кайнозойские отложения.

Мезо-кайнозойские отложения залегают с резким угловым несогласием в виде платформенного чехла на допалеозойских и нижнепалеозойских образованиях. Представлены корами выветривания предположительно триас юрского возраста и неогеновыми глинами павлодарской свиты. Коры выветривания развиты по всем типам пород.

Мощность их различна, колеблется от нескольких метров до 200-300 метров и более. Резкое увеличение мощности выветрелых пород наблюдается на южном фланге месторождения, висячем боку рудоконтролирующей порфиритоидно-амфиболитовой пачки и связано с интенсивной тектонической проработкой менее устойчивых к выветриванию углисто-глинистых, интенсивно пиритизированных сланцев шарыкской свиты.

В разрезе коры выветривания имеют в целом вид перевернутого конуса. Поэтому с глубины 100-200м от поверхности в плане они принимают узколокальный характер, вытягиваясь вдоль разрывных нарушений и достаточно уверенно трассируя их.

В северной части месторождения коры имеют небольшую (до 30-50м) мощность. В их составе уверенно выделяется четыре зоны (снизу-вверх):

- подробленные и ожелезненные порфиroidы зоны дезинтеграции;
- желтовато-серые, зеленовато-серые глинисто-щебенистые отложения;
- постепенно сменяют их желтые, серо-желтые глинистые и глинисто-щебенистые отложения с прослоями белых каолиновых глин (охристая зона гидролиза);

- бурые, серо-бурые, желто-красные, буро-красные существенно глинистые отложения ("пестроцветный" горизонт, зона конечного гидролиза).

Границы между зонами неотчетливые, постепенные, а цвета отдельных разностей пород в различных зонах могут повторяться.

Зоны тектонических нарушений и рудоносные прожилки трассируются уверенно и в мезозойских корах выветривания. Они представлены здесь зонами ожелезнения с обломками кварца. По данным фазового химического анализа молибденит в корах выветривания преобразован в молибдит и повеллит, а шеелит практически полностью переходит в тонкодисперсный вольфрамит и тунгстит.

Коры выветривания в южной части имеют большую мощность, за счет нацело переработанных черных углистых сланцев шарыкской свиты, превращенных в голубовато-черные, серые глины.

Неогеновые отложения (павлодарская свита) представлены коричневыми и красно-коричневыми глинами мощностью от 3-5 до 70-80м с горизонтами черных глин мощностью до 1-3м.

В нижней части разреза глин в ряде скважин отмечаются запесоченные горизонты мощностью десятки сантиметров с относительно большим количеством обломков кварца и вмещающих пород.

Интрузивные породы

Интрузивные породы на площади месторождения развиты ограниченно. К их числу относятся спорадически встречающиеся штокообразные и дайкообразные тела диоритов и микродиоритов, габбро-диоритов и микродиоритов, принадлежащие к зерендинскому магматическому комплексу. Штоки, падающие на север под углом 70-80°, согласно с падением метаморфических пород, достигают 100м по мощности.

Диориты представляют собой зеленые, рассланцованные порфировидные породы, состоящие из переменных количеств роговой обманки и плагиоклаза. Они характеризуются более отчетливой порфировой структурой и большими размерами как порфировых, так и минералов основной массы. Роговая обманка частично или полностью замещена актинолитом.

Контакты между сланцами и диоритовыми порфиритами постепенные в сланцах, в приконтактной зоне мощностью 15-20 м появляется большое количество прослоев, линз, бесформенных образований диоритового состава размером до 10-15см.

Амфиболовые сланцы и амфиболиты, судя по реликтам структуры зерен пироксена и амфибола, представляют собой диабазовые и диоритовые порфириты, подверженные метаморфизму низкой степени.

Западная часть площади месторождения сложена лейкократовыми гранитами, предположительно отнесенными к балкашинскому комплексу. В экзоконтактах этих гранитоидов развита гранитизация, вызывающая окварцевание, калишпатизацию и биотитизацию вмещающих пород. Содержание кварца в интенсивно гранитизированных разностях превышает 65-70%. Отдельные участки гранитизированных пород без видимой связи с гранитами выявлены в юго-западной и северо-восточной частях площади месторождения, что, по-видимому, указывает на присутствие интрузий гранитов на относительно небольших глубинах.

Работами 2018 года в центральной части месторождения четырьмя скважинами (скв. АК_1_23, АК_1_24, АК_2_22, АК_2_28) на глубинах 600 и более метров были вскрыты интрузивные породы, определенные как лейкократовые гранит порфиры (лейкократовые плагиогранит порфиры).

Имеющихся данных недостаточно для отнесения этих пород к одному из известных интрузивных комплексов, развитых в пределах месторождения.

1.2 Инженерно-геологические условия месторождения

В региональном плане Аксоранское месторождение приурочено к Карасу-Чаглинской зоне разломов северо-восточного простираения, на участке её сочленения с близмеридиональным Бастрымовским и северо-западной Имантауской зоной разломов.

Характер распространения и морфология контура коры выветривания, данные магниторазведки и буровых скважин позволяют выделить в центральной части месторождения тектоническую зону меридионального простираения, состоящую из серии меридиональных швов с шагом в 250-300м.

Меридиональные нарушения, судя по характеру распространения коры выветривания, наиболее четко проявлены в амфиболовых сланцах и амфиболитах, затухая или переходя в близкослойные разрывы в порфироидах.

Тектонические нарушения северо-западного простираения (Имантауской зоны разломов) наиболее отчетливо проявлены на восточном фланге месторождения.

Среди всех выявленных типов метасоматических образований в пределах площади месторождения Аксоран наибольшего практического интереса заслуживают минеральные образования в связи с формированием известковых скарнов и скарноподобных пород. Это определяется тем, что молибден-вольфрамовая минерализация, вскрытая в разрезе по линии 30, пространственно очень тесно связана с пироксен-гранат-амфиболовыми скарнами, образовавшимися по эффузивам среднего-основного состава.

В более западных разведочных профилях молибден-вольфрамовое оруденение пространственно тяготеет к участкам интенсивной амфиболизации вмещающих пород продуктивной пачки. Эти участки характеризуются наличием значительного количества гнездообразных и прожилковых образований кварц-микроклин-амфибол-цоизитового состава иногда с гранатом, сопровождающихся интенсивным околопрожилковым

осветлением. Эти образования выделены в кварц - полевошпатовую ассоциацию с амфиболом, цоизитом и гранатом. Не исключено, что они сформировались в одно время со скарнами, но в другой физико-химической обстановке. Учитывая, что в более восточных разведочных линиях значительно выше интенсивность гранитизации и скарнирования вмещающих пород, возможно, что в восточной части кровля предполагаемого гранитоидного массива находится ближе к поверхности, а в западной - располагается на большей глубине. В связи с этим образования кварц-полевошпатовой стадии, по всей вероятности, являются продуктами того же процесса известкового скарнообразования, что и в восточной части, но представляют собой более слабопроявленную и низкотемпературную фацию этого процесса.

Молибден-вольфрамовое оруденение месторождения Аксоран локализуется преимущественно в амфиболитах и амфиболовых сланцах, биотитовых сланцах, диоритах, скарноидах. Единичные рудные пересечения установлены в глинисто-кремнистых сланцах шарыкской свиты (скв.23482) и в порфироидах куспекской свиты, вблизи с рудовмещающими сланцами (скв.1466).

Промышленное оруденение распределено крайне неравномерно. Основные запасы руд сосредоточены в полосе протяженностью 1500–1700 м по простиранию и по падению от 25 до 400 м.

Оруденение на западном фланге представлено разноориентированными круто-пологозалегающими кварцеворудными прожилками, рассекающими биотитовые, амфиболовые сланцы, диориты, с образованием послойных рудоносных зон со сложным штокверкоподобным внутренним строением.

Восточный фланг, наряду с кварцеворудными прожилками, характеризуется микропрожилково-вкрапленными рудами в скарнированных породах и скарноидах.

Пространственная ориентировка кварц-молибденит-шеелитовых прожилков различна. По отношению к сланцеватости выделяется две системы прожилков: секущие и послойные. Первые образуют жилы и прожилки, секущие сланцеватость под разными, чаще крутыми углами.

Они характеризуются сравнительно простой морфологией, четкими ровными контактами, выдержанной мощностью и, судя по всему, выполняют трещины скола.

Кварцеворудные образования, согласные с рассланцеванием пород, характеризуются невыдержанной мощностью, нередко с тупым окончанием, наличием многочисленных раздувов и пережимов.

Эти жилки, как правило, приурочены к зонам осветления кварц-цоизитового состава и связаны, вероятнее всего, с метаморфизмом пород, являясь более ранними образованиями, чем секущие кварцево-рудные прожилки.

Массовые замеры простирания прожилков относительно сланцеватости показывают, что преобладающими являются секущие прожилки (81%). Если предположить простирание сланцеватости 55° (генеральное простирание

пород), то азимут простирания крутосекущих прожилков составляет 295-355°, т.е. должны преобладать северо-западные и близмеридиональные прожилки.

Угол наклона прожилков также изменяется в широких пределах. В биотитовых и амфиболовых сланцах, а также порфироидах преобладают крутопадающие прожилки (0-30° к вертикали), в диоритах - пологие (46-70°). В амфиболитах присутствуют как крутые, так и пологие жилы.

Весьма характерным на месторождении является изменение простирания, углов падения и мощности прожилков при пересечении ими различных типов пород. При переходе прожилков из амфиболитов, амфиболовых сланцев и диоритов в тонкорассланцованные биотитовые сланцы они становятся послойными или кососекущими, уменьшаясь в мощности вплоть до выклинивания.

На месторождении проявлена пострудная тектоника. Кварцеворудные прожилки смещаются по тонким кварцпиритовым прожилкам и волосовидным "сухим" послойным трещинам с амплитудой смещения до 1-2см.

Зоны скарнирования, развитые на восточном фланге месторождения представляют собой серию маломощных (1-20см) прослоев осветленных пород актинолит-эпидот-гранат-карбонатного состава с кварцем, альбитом, пироксеном, цоизитом, среди слюдистых и амфиболовых сланцев с образованием зон скарноидов и скарнированных пород мощностью до 8-12м. В качестве породообразующего минерала в этих породах иногда в виде равномерной тонкой вкрапленности развит шеелит. Содержание WO_3 в отдельных пробах, характеризующих прослой скарнов, достигает 7,68%.

Шеелит и молибдошеелит образуют вкрапленность и микропрожилки в кварцевых жилах и вблизи них совместно с молибденитом и сульфидами. Представлены белыми, светло-серыми, желтовато-серыми зернами, как правило, макроскопически не различными и выделенными только по люминесцентному анализу (свечение желтоватое у молибдешееелита и голубое у шеелита). Вкрапленность развивается по всему объему кварцевых прожилков, в центральной части и в зальбандах. Они образуют как единичные рассеянные выделения, так и скопления тонкой и мелкой вкрапленности.

Вблизи кварцевых жил во вмещающих породах шеелит образует ореол микропрожилков и тонкой вкрапленности. Максимальная плотность, сосредоточения микропрожилково-вкрапленных выделений шеелита вблизи отдельных жил обычно составляет 1-3см. Во многих случаях наблюдается избирательная приуроченность вкрапленности шеелита к кислотным зонам осветления вмещающих пород.

Максимальные размеры околопрожилковые ореолы имеют обычно в амфиболовых, минимальные - в биотитовых сланцах. В диоритах, как правило, ореолы, как таковые, отсутствуют, вблизи прожилков или трещин развиты отдельные вкрапленники, реже группы, удаленные от них до 10-15см и более.

Молибденит установлен в тех же кварцевых жилах, что и шеелит, редко образует кварц-молибденитовые или практически мономинеральные прожилки в биотитовых сланцах. Молибденит слагает зерна, чешуйки и их

скопления размером от первых миллиметров до 1-2см, образуя выделения в зальбандах кварцевых жил мощностью до 1-1,5см. Скопления молибденита встречаются вдоль прямолинейных контактов кварцевых жил, в местах искривления трещин, выклинивания прожилков и т.п., т.е. в самой разнообразной обстановке.

Основная доля молибденита сосредоточена в юго-западной части месторождения, хотя рудные пересечения с относительно высокими содержаниями молибдена известны по всему полю месторождения. Наиболее высокие значения продуктивности молибдена в районе профиля 2 практически на всех горизонтах связаны с телом диоритовых порфиритов и его экзоконтактовой частью. По мере приближения к диоритам во вмещающих сланцах увеличивается количество кварц-молибденитовых прожилков. В самих диоритовых порфиритах отмечаются многочисленные кварц-молибденитовые и мономинеральные молибденитовые жилы и прожилки вплоть до образования на отдельных участках микробрекчий.

Приуроченность значительной массы молибденита к этому участку месторождения связана с максимальным развитием здесь меридиональных разноориентированных кварцевых прожилков, несущих основную часть молибденита.

Распределение полезных компонентов в рудных телах крайне неравномерное. Содержание условного WO_3 изменяется от сотых долей до многих процентов. Рудные залежи состоят из линз, гнезд и неправильных скоплений рудных минералов, чередующихся с участками безрудных или слабо минерализованных пород.

В восточном блоке месторождения самое крупное рудное тело, простирающееся на длину до 1100 метров с минимальной и максимальной мощностью от 11 до 23 и по падению от 220 до 530 метров. Оно имеет наибольшую выдержанную мощность по простираению и по падению. Всего по месторождению авторами выделено 257 вольфрамовых рудных тел. В западной части месторождения выделены 3 основных тела, простирающихся по простираению и падению до 400 метров, с раздувом мощности до 70-110 м. Западная часть месторождения отделена от восточной двумя субмеридиональными крутопадающими разломами под углом 75-80° на восток, со смещением типа сдвиг. В этой части авторами выделено также 3 рудных тела.

Верхняя граница рудной толщи выражена довольно четко, а нижняя определяется по содержанию полезного компонента и выражена неясно.

В целом, размах оруденения на месторождении составляет 2,5 км по простираению и до 300-500 м по падению, но ни по падению, ни по простираению не оконтурено.

Распределение полезных компонентов в рудных телах крайне неравномерное. Содержание условного WO_3 изменяется от сотых долей до существенных процентов. Рудные залежи состоят из линз, гнезд и неправильных скоплений рудных минералов, чередующихся с участками безрудных или слабо минерализованных пород.

Месторождение по степени сложности геологического строения основных рудных тел по классификации ГКЗ относится к III группе сложности.

По классификации ГКЗ третья группа - месторождения (участки) со средними по размерам жилами, сложными пласто - и линзообразными скарновыми залежами с постоянной мощностью и весьма неравномерным распределением триоксида вольфрама.

Физико-механические испытания проведены для всех основных литологических разновидностей выделенных классов грунтов.

Результаты изучения физико-механических свойств вмещающих пород и анализ геологических разрезов показывают, что в массиве участка месторождения породы по степени устойчивости распределяются следующим образом: преобладают породы II категории – очень крепкие:

- Скарноиды от беловато-зеленоватого до серовато-розового цвета, тонкозернистой структуры, пятнистой текстуры за счет неравномерного распределения слагающих их минералов (КПШ, хлорит, эпидот, цоизит, кварц).

- Порфиритоиды амфиболитизированные темно-зеленого цвета, м/порфировой структуры, сланцеватой, участками массивной текстуры. Породы интенсивно хлоритизированы, окварцованы, в меньшей степени серицитизированы.

- Амфиболиты темно-зеленого цвета, мелкозернистые, сланцеватые. Породы прокварцованы по массе с различной степенью интенсивности.

- Сланцы темного зеленого-серого цвета, мелко-среднезернистые структуры

- Структурные метасоматиты Bt-Cl-Fsp-Q состава по амфиболитам темно-серые с зеленоватым, участками коричневатым (за счет биотитизации) оттенком, мелко-среднезернистые структуры, массивной, слабо сланцеватой текстуры. Порода прокварцована, биотитизирована, окремнена, хлоритизирована в общей массе. Мраморизованные известняки серого цвета – средние -V категории.

Средняя (объемная) плотность	2,72 – 3,13 г/см ³ .
------------------------------	---------------------------------

Доставленная влажность	0,02 – 0,93 %
------------------------	---------------

Плотность частиц	2,71 – 3,15 г/см ³
------------------	-------------------------------

Пористость	0,4 – 5,5
------------	-----------

Водопоглощение	0,13 – 1,50%
----------------	--------------

Пониженной крепостью могут характеризоваться породы в зонах тектонических нарушений, выветрелые и, в значительной мере, гидротермально измененные.

Необходимо отметить, что месторождение слабо изучено, не были в полном объеме выполнены запланированные буровые работы, не проходились шурфы и разведочные штреки, что не позволяет отнести запасы к доказанным.

Основная сеть бурения на месторождении составляет 100x50 с 56 по 11 профиля. Данная сеть прослеживается как в плане, так и по

пересечению рудных тел на глубине. На профилях 30-22 произведена сгущение до сети 50х50, данная сеть получилась крайне неравномерной.

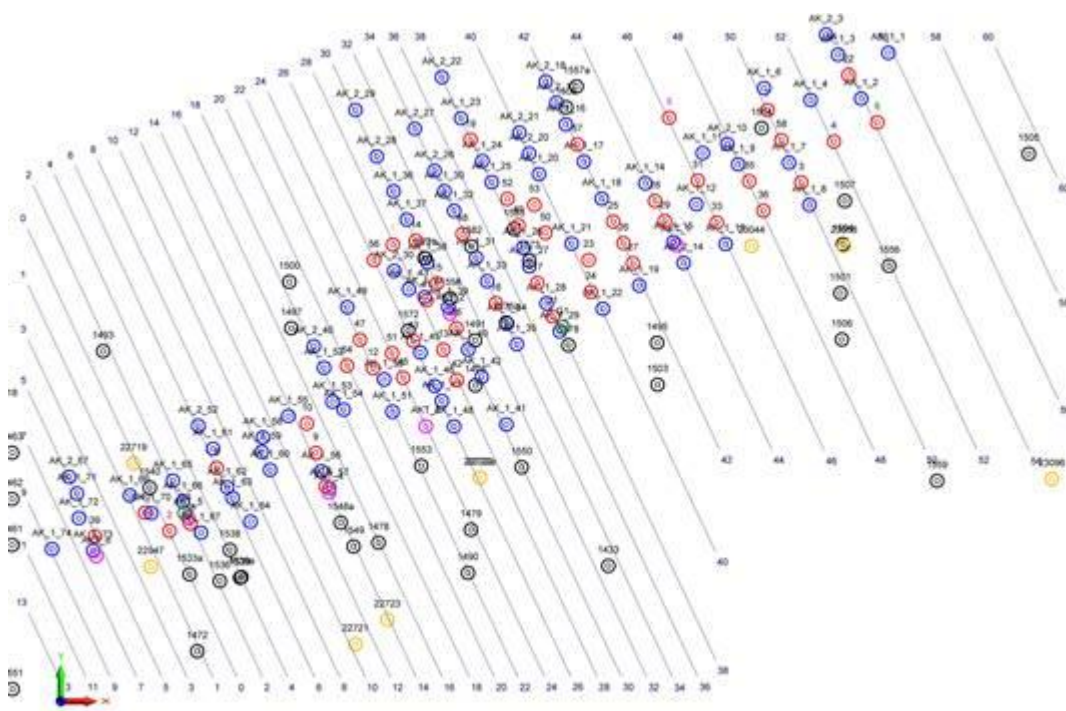


Рис.1.2.1 Разведочная сеть месторождения

1.3 Гидрогеологические условия месторождения

Балкашинский рудный район является частью Центрально-Казахстанского гидрогеологического района, гидрогеологические особенности которого определяются физико-географической обстановкой и геологическим строением.

Подземные воды в районе по характеру циркуляции и залегания относятся:

- к трещинным (приуроченным к трещиноватым скальным породам),
- поровым (приуроченным к аллювиальным отложениям современной речной сети),
- и пластово-поровым (приуроченным к песчаным озерно-аллювиальным отложениям древних ложбин стока и к озерным отложениям четвертичного-возраста).

Общее направление потока подземных вод района - южное и юго-западное, от областей питания к долинам реки Ишим. Это направление значительно искажено дренирующим воздействием речных долин района и подземными горными выработками на площади Балкашинского рудного поля.

Глубина залегания первых от поверхности водоносных горизонтов и комплексов в зависимости от форм изменяется от 2-3 до 45м.

По условиям циркуляции преобладают воды грунтовые. На участках, где водосодержащие породы перекрыты значительной толщей водоупорных глинистых отложений, подземные воды приобретают местные напоры,

достигающие 20-30 м.

Свободная или пьезометрическая поверхность подземных вод в сглаженной форме повторяет рельеф земной поверхности.

Все водоносные горизонты и комплексы имеют между собой и с поверхностными водотоками в различной степени затрудненную гидравлическую связь. Питание подземных вод происходит в основном за счет атмосферных осадков.

Степень минерализации подземных вод постепенно изменяется в юго-западном направлении от пресных (в области питания) до слабо солоноватых и солоноватых (в области транзита и распространения). Граница между распространением пресных (минерализация до 1 г/л) и слабо солоноватых вод делит всю исследованную территорию на две относительно равные части и проходит в юго-восточном направлении от оз. Жаксыжангызтау до села Спасское.

В региональном плане месторождение Аксоран приурочено к мелкопочному рельефу, в районе истоков рек Чаглинка, Карасу, Жиланды. Наличие мощных кор выветривания, литологически благоприятных для карстообразования пород, самоизливающихся скважин говорят о сложной гидрогеологической обстановке.

Предварительные данные о гидрогеологической характеристике месторождения получены в ходе поисково-оценочных работ в 1990-1992 годах. В центральной части месторождения была пробурена гидронаблюдательная скважина 23595, диаметром 152 мм (0-70м) и 93 мм (70-100м). До глубины 63 м скважина обсажена глухими трубами диаметром 146 мм, в интервале 63-70,0 м поставлен щелевой фильтр диаметром 146 мм.

Пробуренной скважиной вскрыты водоносный горизонт глинистой коры выветривания и водоносная зона открытой трещиноватости метаморфогенных протерозойских пород. Водоносный горизонт коры выветривания весьма слабо водообилён и какого-либо значения в обводнении подземных горных выработок иметь не будет. Соответственно обводненность горных выработок будет целиком определяться водоносной зоной трещиноватости протерозойских пород. По категории сложности гидрогеологических условий можно отнести ко второй категории – средней – сложности.

Коэффициент фильтрации, определённый по формуле В.М. Насберга, составил $K = 0,017$ м/сут. Воды по составу сульфатно-хлоридные натриево-магниевые. Формула солевого состава:

$$M_{0,7} \frac{SO_{47}^4 * Cl_{29} * HCO_{24}^3}{(Na+K)_{62} * Mg_{24} * Ca_{14}} \quad (1.3.1)$$

В региональном плане месторождение Аксоран приурочено к мелкопочному рельефу, в районе истоков рек Чаглинка, Карасу, Жиланды. Наличие мощных кор выветривания, литологически благоприятных для карстообразования пород, самоизливающихся скважин говорят о сложной гидрогеологической обстановке.

Предварительные данные о гидрогеологической характеристике месторождения получены в ходе поисково-оценочных работ в 1990-1992

годах. В центральной части месторождения была пробурена гидронаблюдательная скважина 23595, диаметром 152 мм (0-70м) и 93 мм (70-100м). До глубины 63 м скважина обсажена глухими трубами диаметром 146 мм, в интервале 63-70,0 м поставлен щелевой фильтр диаметром 146 мм.

Скважиной вскрыто два водоносных горизонта: глинистых кор выветривания и метаморфогенных пород протерозойского возраста. Первый горизонт практического значения не представляет.

Опытная одиночная откачка, пройденная в течение одной станкосмены, позволила предварительно оценить горизонт метаморфогенных пород следующими данными.

Результаты откачки:

Мощность водоносной зоны	43,0 м
Статический уровень	2,9 м
Динамический уровень	41,8м
Напор	24,1 м
Понижение	38,9м
Дебит	0,57 м ³ /час.

Жесткость по (Ca + Mg) - 4мг/экв., содержание нитритов и нитратов равно нулю, все параметры состава соответствуют требованиям ГОСТа к питьевым водам.

В 2016 году в ходе выполнения работ «Технико-экономическое обоснование оценочных кондиций и промежуточный подсчет запасов молибден-вольфрамовых руд месторождения Аксоран в Акмолинской области» ТОО «Архей 2006» был выполнен комплекс гидрогеологических работ. Комплекс гидрогеологических работ проводился по следующим этапам:

1-й этап – Бурение гидрогеологических скважин Г-1 и Г-2, в соответствии с техническим заданием с отбором проб керна на физическо-механические свойства горных пород.

2-й этап - Проведение опытных откачек (3 бр. /см.) по скважинам, по окончании откачки в каждой скважине предусматривается отбор проб воды для анализов. Проведение комплекса геофизических исследований для гидрогеологических исследований дополнительно выполнены скважинные геофизические исследования методами КС, ПС, кавернометрия, расходомерия, термометрия.

Целью геологоразведочных работ являлось решение двух конкретных задач:

- изучение гидрогеологических условий месторождения;
- доизучение инженерно-геологических условий месторождения.

В результате проведения геофизических работ и интерпретации каротажа были получены данные о интервалах водопритока, мощности водоприточных зон, удельного дебита, удельного водопритока и рассчитан коэффициент фильтрации.

Результаты интерпретации

Таблица 1.3.1

№ скважины	Интервал исследования, h (м)	Дебит скважины, Q (л/с)	Удельный дебит скважины g (л/с/м)	Интервалы водопритока, (м)	Мощность пласта m _i (м)	Дебит пласта, Q _i (л/с)	Удельный дебит пласта g _i (л/с/м)	Удельный водоприток g (м ³ /сут.м ²)	Коэффициент фильтрации K _i
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Г-1	150	1,36	0,11	42-47,0	5	0,549	0,05779	0,9986	4,993
		0,811		96-104,0	8	0,7522	0,07918	0,85513	6,84
		0,0588		126-132,0	6	0,0588	0,00619	0,08913	0,53
Г-2	150	0,3	0,009	86-87,9	1,9	0,1	0,00215	0,09758	0,18541
		0,2		108,2-110	1,8	0,2	0,00429	0,20601	0,37082

Определение коэффициентов водопроницаемости и пьезопроводности (принятая схема для напорного водоносного горизонта) осуществлялось путем обработки графиков временного прослеживания уровня, построенных по данным откачки. По данным одиночных откачек происходит определение лишь коэффициента водопроницаемости методом временного прослеживания уровня.

Расчет коэффициента водопроницаемости

Таблица 1.3.2

№ скв.	Результаты опытных работ				$q = \frac{Q}{S}$, $\frac{\text{л}}{\text{с}} \cdot \text{м}$	Мощность, м	$K_m = 100q$, м ² /сут	Km, м ² /сут	
	Дебит, л/с	Ст. ур., м	Дин. ур., м	Понижение, м				откачка	восстановление
Г-1	1,32	+0,5	11,70	12,20	0,1	87,1	10	36,3	48,9
Г-2	0,41	+0,25	47,54	47,29	0,009	33,7	0,09	0,5	0,6

Коэффициенты фильтрации полученные графо-аналитическим способом.

Коэффициент фильтрации

Таблица 1.3.3

№ скв.	Результаты опытных работ				$q = \frac{Q}{S},$ $\frac{\text{л}}{\text{с}} \cdot \text{м}$	Мощность т, м	Коэффициенты фильтрации к, м/сут	
	Деби т, л/с	Ст. ур., м	Дин. ур., м	Пони жение , м			График временного прослеживания	
							откачка	восстан овление
Г-1	1,32	+0,5	12,20	12,20	0,11	87,1	2,4	1,78
Г-2	0,41	+0,25	47,29	47,29	0,009	33,7	67,4	56,16

Подземные воды из гидрогеологических скважин соответствуют по качеству Санитарно-эпидемиологические требования к водоисточникам, местам водозабора для хозяйственно-питьевых целей, хозяйственно-питьевому водоснабжению и местам культурно-бытового водопользования и безопасности водных объектов.

Вода со скважины №Г-1 по составу сульфатно-гидрокарбонатная кальцево-натриевая, общая жесткость 3,2 мг-экв./дм³, минерализация 0,6 г/дм³. Вода со скважины №Г-2 по составу сульфатно-гидрокарбонатная кальцево-натриевая, общая жесткость 4,6 мг-экв./дм³, минерализация 0,66 г/дм³. Формула солевого состава (формула Курлова):

$$\text{ - скв. Г-1 } M0,6 \frac{HCO_3 66 \cdot SO_4 20 \cdot Cl 14}{(Na + K) 60 \cdot Ca 26 \cdot Mg 14}; \quad (1.3.2)$$

$$\text{ -скв. Г-2 } M0,66 \frac{HCO_3 50 \cdot SO_4 32 \cdot Cl 8}{(Na + K) 50 \cdot Ca 34 \cdot Mg 16} \quad (1.3.3)$$

По результатам опробования на общую альфа-, бета-активность подземных вод по скважинам Г-1, Г-2 радиационный фон в пределах ПДК.

Выполненные объемы гидрогеологических исследований недостаточны для полноценной оценки гидрогеологической ситуации на месторождении, возможных водопритоках при проходке наклонных съездов, горно-капитальных, горно-подготовительных и очистных работах. Необходимо будет выполнить дополнительное бурение гидрогеологических скважин по всему месторождению.

2 ЗАПАСЫ, ПРИНЯТЫЕ К ПРОЕКТИРОВАНИЮ

После сравнения оценок в различных ПО, специалистами компании ТОО «Два Кей», для удобства было выбрано ПО “Leapfrog EDGE” в качестве основного инструмента для проведения статистического, геостатистического анализа, а также для блочного моделирования и проведения интерполяции [1].

В предлагаемом варианте предполагается отработка запасов по бортовому содержанию 0,2%, а также ввиду роста коммерческих цен на вольфрам на мировом рынке проектом принято решение отработки части минеральных ресурсов, с бортовым содержанием 0,1-0,2%. Их отработка предполагается после отработки запасов по бортовому содержанию 0,2%. Данные работы требуют проведение дополнительных горно-подготовительных работ на ранее отработанных горизонтах.

В данной работе по борту 0,2%, в качестве минеральных ресурсов принимает участие 12 793 тыс. тонн руды, в которой содержится 66 277 тонн WO₃, со средним содержанием 0,52% из которых в минеральные запасы с учетом потерь при добыче и принятом разубоживании переходит 14 032 тыс. тонн руды, в которой содержится 62 301 тонн WO₃, со средним содержанием 0,44%, а по борту 0,1 – 0,2% принимает участие 6 876 тыс. тонн руды, в которой содержится 10 065 тонн WO₃, со средним содержанием 0,15% из которых в минеральные запасы с учетом потерь при добыче и принятом разубоживании переходит 7 542 тыс. тонн руды, в которой содержится 9 461 тонн WO₃, со средним содержанием 0,14%

В целом по проекту принимает участие 19669 тыс. тонн руды, в которой содержится 76 342 тонны WO₃, с учетом потерь при добыче и принятом разубоживании 21574 тыс. тонн руды, в которой содержится 71 762 тонны WO₃

Разбивка запасов по горизонтам по борту 0,2% приведена в таблице 2.1.

Разбивка запасов по горизонтам по борту 0,1 – 0,2% приведена в таблице 2.2.

Необходимо отметить, что месторождение слабо изучено, не были в полном объеме выполнены запланированные буровые работы, не проходились шурфы и разведочные штреки, что не позволяет отнести запасы к доказанным.

Разбивка запасов по горизонтам

Таблица 2.1

высотная отметка	Горизонты	Геологические ресурсы		Содержание полезных компонентов.				Потери, %	Разубоживание, %	Товарная руда	Содержание полезных компонентов.			
		Тоннаж	Тоннаж	WO3	WO3	Mo	Mo			Тоннаж	Wo3	Wo3	Mo	Mo
		т.	тыс.т	%	т	%	т			тыс.т	%	т	%	т
410	0	6 498,21	6,5	0,30	19,6	0,026	1,70	6	14,3	7,1	0,26	18,4	0,022	1,6
385		133 085,16	133,1	0,32	424,1	0,017	22,35	6	14,3	146,0	0,27	398,7	0,014	21,0
360	1	252 963,94	253,0	0,39	995,9	0,022	54,89	6	14,3	277,5	0,34	936,1	0,019	51,6
335		416 585,91	416,6	0,38	1 574,2	0,041	171,29	6	14,3	456,9	0,32	1479,7	0,035	161,0
310	2	460 924,81	460,9	0,36	1 677,6	0,029	132,00	6	14,3	505,6	0,31	1576,9	0,025	124,1
285		730 700,52	730,7	0,35	2 590,7	0,027	197,21	6	14,3	801,5	0,30	2435,3	0,023	185,4
260	3	670 849,36	670,8	0,38	2 561,4	0,034	226,70	6	14,3	735,8	0,33	2407,7	0,029	213,1
235		596 810,17	596,8	0,38	2 258,1	0,031	182,70	6	14,3	654,6	0,32	2122,7	0,026	171,7
210	4	614 737,86	614,7	0,37	2 255,5	0,044	268,80	6	14,3	674,3	0,31	2120,2	0,037	252,7
185		656 448,55	656,4	0,42	2 752,0	0,038	250,33	6	14,3	720,0	0,36	2586,9	0,033	235,3
160	5	617 461,44	617,5	0,41	2 503,8	0,031	193,34	6	14,3	677,3	0,35	2353,6	0,027	181,7
135		541 451,77	541,5	0,41	2 218,4	0,030	163,94	6	14,3	593,9	0,35	2085,3	0,026	154,1
110	6	586 359,63	586,4	0,54	3 148,5	0,031	180,42	6	14,3	643,1	0,46	2959,6	0,026	169,6
85		399 853,25	399,9	0,63	2 520,0	0,029	116,21	6	14,3	438,6	0,54	2368,8	0,025	109,2
60	7	511 978,93	512,0	0,73	3 750,0	0,030	153,34	6	14,3	561,6	0,63	3525,0	0,026	144,1
35		561 869,80	561,9	0,67	3 768,9	0,026	147,98	6	14,3	616,3	0,57	3542,8	0,023	139,1
10	8	635 680,96	635,7	0,49	3 101,4	0,020	129,84	6	14,3	697,2	0,42	2915,3	0,018	122,1
-15		682 209,40	682,2	0,49	3 370,7	0,020	136,47	6	14,3	748,3	0,42	3168,4	0,017	128,3
-40	9	713 262,75	713,3	0,50	3 593,3	0,023	165,88	6	14,3	782,3	0,43	3377,7	0,020	155,9
-65		648 301,54	648,3	0,57	3 671,6	0,029	188,37	6	14,3	711,1	0,49	3451,3	0,025	177,1
-90	10	607 893,53	607,9	0,67	4 083,0	0,039	237,38	6	14,3	666,8	0,58	3838,0	0,033	223,1
-115		579 293,40	579,3	0,66	3 833,4	0,040	229,96	6	14,3	635,4	0,57	3603,4	0,034	216,2
-140	11	565 178,39	565,2	0,75	4 215,6	0,038	216,69	6	14,3	619,9	0,64	3962,6	0,033	203,7
-165		423 085,02	423,1	0,90	3 827,1	0,048	201,72	6	14,3	464,1	0,78	3597,4	0,041	189,6
-190	12	180 175,39	180,2	0,87	1 562,6	0,049	88,03	6	14,3	197,6	0,74	1468,8	0,042	82,8
	Итого	12 793 659,7	12 793,7	0,52	66 277,4	0,032	4 057,6	6	14,3	14 032,7	0,44	62300,8	0,027	3814,1
Общее количество добываемой руды										13879,6		61883,7		3791,5

Разбивка запасов по горизонтам по борту 0,1-0,2

Таблица 2.2

высотная отметка	Горизонты	Геологические запасы, тыс.т	Содержание полезных компонентов.				Потери, %	Разубоживание,%	Товарная руда Тоннаж тыс.т	Содержание полезных компонентов.			
			WO3	WO3	Mo	Mo				Wo3	Wo3	Mo	Mo
			%	т	%	т				%	т	%	т
410	0	17.18	0.17	28.83	0.02	3.84	6	14.3	18.85	0.14	27.1	0.019	3.6
385		297.02	0.13	394.69	0.02	54.96	6	14.3	325.78	0.11	371.0	0.016	51.7
360	1	376.15	0.14	532.49	0.03	101.14	6	14.3	412.58	0.12	500.5	0.023	95.1
335		404.91	0.14	563.68	0.03	119.64	6	14.3	444.12	0.12	529.9	0.025	112.5
310	2	415.40	0.15	603.32	0.02	90.64	6	14.3	455.63	0.12	567.1	0.019	85.2
285		468.79	0.15	704.13	0.02	111.51	6	14.3	514.19	0.13	661.9	0.020	104.8
260	3	448.19	0.14	648.40	0.03	127.22	6	14.3	491.60	0.12	609.5	0.024	119.6
235		425.45	0.15	650.67	0.03	107.86	6	14.3	466.66	0.13	611.6	0.022	101.4
210	4	373.84	0.15	561.86	0.03	105.72	6	14.3	410.05	0.13	528.2	0.024	99.4
185		323.97	0.15	487.25	0.03	95.00	6	14.3	355.34	0.13	458.0	0.025	89.3
160	5	350.05	0.15	527.64	0.03	92.97	6	14.3	383.95	0.13	496.0	0.023	87.4
135		359.58	0.15	531.12	0.02	86.45	6	14.3	394.41	0.13	499.2	0.021	81.3
110	6	255.67	0.14	369.04	0.03	73.76	6	14.3	280.43	0.12	346.9	0.025	69.3
85		263.68	0.15	388.36	0.03	73.13	6	14.3	289.22	0.13	365.1	0.024	68.7
60	7	277.68	0.15	414.15	0.02	55.85	6	14.3	304.57	0.13	389.3	0.017	52.5
35		287.10	0.15	417.53	0.02	44.94	6	14.3	314.91	0.12	392.5	0.013	42.2
10	8	206.56	0.15	307.74	0.02	31.12	6	14.3	226.57	0.13	289.3	0.013	29.3
-15		300.27	0.15	444.66	0.02	47.58	6	14.3	329.35	0.13	418.0	0.014	44.7
-40	9	240.37	0.15	364.16	0.02	45.21	6	14.3	263.65	0.13	342.3	0.016	42.5
-65		264.37	0.15	396.30	0.02	65.69	6	14.3	289.97	0.13	372.5	0.021	61.8
-90	10	184.10	0.15	269.67	0.04	70.06	6	14.3	201.93	0.13	253.5	0.033	65.9
-115		143.62	0.14	194.39	0.06	84.48	6	14.3	157.53	0.12	182.7	0.050	79.4
-140	11	123.78	0.14	169.98	0.07	81.02	6	14.3	135.77	0.12	159.8	0.056	76.2
-165		46.46	0.14	65.25	0.05	23.92	6	14.3	50.96	0.12	61.3	0.044	22.5
-190	12	22.06	0.13	29.75	0.04	8.12	6	14.3	24.20	0.12	28.0	0.032	7.6
	Итого	6 876.27	0.15	10 065.03	0.03	1 801.80	6	14.3	7 542.2	0.13	9461.1	0.022	1693.7

Общее количество добываемой руды	7 197.6		9 063.0		1 638.4
----------------------------------	---------	--	---------	--	---------

3 ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ, СРОК СУЩЕСТВОВАНИЯ И РЕЖИМ РАБОТЫ ПРЕДПРИЯТИЯ

Годовая производственная мощность рудника или его участка определяется по горнотехническим условиям и экономическим соображениям.

Годовая производительность по горным возможностям означает размер годовой добычи полезного ископаемого, который возможно получить на рассматриваемом месторождении или его части при определенной технике, технологии и организации его разработки.

Возможная производительность, рассчитанная по «Нормам технологического проектирования...» [5], составит:

$$A_{\text{год}} = VF_3 g (1 - K_{\text{п}}) K_1 K_2 K_3 / (1 - K_{\text{р}}) \quad (3.1)$$

$$A_{\text{год}} = 22 * 18275,7 * 2,86 * 0,94 * 1 * 0,9 * 0,9 / 0,86 = 1018 \text{ тыс. тонн/год}$$

где $V = 22$ м/год – годовое понижение [2];

$F_3 = 18275,7 \text{ м}^2$ – горизонтальная эксплуатационная площадь рудной залежи в шахтном поле, м^2

K_1, K_2, K_3 , – поправочные коэффициенты на угол падения, мощность, применяемую систему разработки;

$\gamma = 2,86 \text{ т/м}^3$ – плотность руды;

$K_{\text{п}}, K_{\text{р}}$ – коэффициенты на потери и разубоживание.

Средние значения потерь составляет 6%, разубоживание 14,3 %.

Таким образом, запасы руды могут отрабатываться с производительностью 1000,0 тыс. т/год, с последующим затуханием.

Общую производительность в целом по руднику принимаем 1000,0 тыс. т/год, с последующим затуханием.

Срок существования рудника на запасах, принятых к проектированию, составит — 23 года, из них с даты начала добычных работ с заданной производительностью (1000,0 тыс. т. в год) – 20 лет.

Режим работы рудника:

- количество рабочих дней в году – 365;

- суточный режим:

а) работа поверхностных объектов – 2 смены по 11 часов;

б) подземные работы – 2 смены по 11 часов.

4 ВСКРЫТИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

4.1 Границы лицензионной территории

В соответствии со статьей 203 Кодекса РК «О недрах и недропользовании» лицензия на добычу твердых полезных ископаемых выдается по территориям, определяемым программой управления государственным фондом. Граница лицензионной территории будет определена при получении Лицензии на добычу вольфрамовых руд месторождения Аксоран. [15] [37].

Общая площадь геологического отвода составляет 19,76 км² со следующими координатами угловых точек:

Координаты геологического отвода

Таблица 4.1.1

№ № точек	Северная широта	Восточная долгота
1	52°44'02"	68°27'13"
2	52°45'35"	68°29'37"
3	52°45'55"	68°32'10"
4	52°44'50"	68°33'58"
5	52°43'10"	68°28'42"

Границы горного отвода для добычи полезных ископаемых определяются контурами утвержденных запасов, находящихся на Государственном балансе, с учетом зоны сдвижения горных пород и границ развития подземных горных выработок [15].

Площадь горного отвода на поверхности составляет 4,48 кв. км.

Координаты горного отвода

Таблица 4.1.2

№ № точек	Северная широта	Восточная долгота
1	52°45'25,2"	68°30'01,9"
2	52°45'25,3"	68°31'11,2"
3	52°45'02,8"	68°31'11,7"
4	52°44'16,4"	68°30'35,6"
5	52°44'14,5"	68°31'32,6"
6	52°44'04,1"	68°31'32,68"
7	52°43'58,7"	68°31'15,9"
8	52°43'58,6"	68°30'16,5"
9	52°44'32,7"	68°29'53,2"
10	52°44'32,6"	68°29'01,2"
11	52°44'50,7"	68°29'00,9"
12	52°45'05,3"	68°29'24,5"
13	52°45'18,0"	68°29'28,6"

Для реализации работ по настоящему Плану горных работ картограмма и координаты испрашиваемого участка приведены в Приложении Б.

4.2 Вскрытие месторождения

4.2.1 Выбор способа доставки горнорудной массы на поверхность

В проекте «Корректировка Плана горных работ месторождения вольфрамовых руд Аксоран (на электрической тяге)» 2023 года при выборе способа выдачи горной массы на поверхность были рассмотрены три варианта:

- конвейером;
- вывоз самосвалами (грузоподъемностью 22т);
- скиповым подъемом.

Расчеты были составлены по укрупненным показателям на весь период отработки.

Средняя длина откатки для рассматриваемых способов доставки горной массы на поверхность будет следующей:

- Конвейером – 2,3 км;
- Самосвалами – 2,3 км;
- Скиповым подъемом – 0,37 км.

Так как строительство выработки для конвейера предполагается вести с помощью колесного самоходного оборудования, угол наклона конвейера будет соответствовать преодолеваемому углу наклона для СО. Соответственно, для вариантов подъема конвейером и варианта подъема автосамосвалами траектория выработки будет идентичной, и средняя длина откатки будет одинаковой.

При использовании конвейера и автотранспорта на поверхность по транспортным уклонам поднимется около 21 078 тыс. тонн товарной руды (из них борт 0,2 – 13 880 тыс т; борт 0,1 ÷ 0,2 – 7198 тыс. т).

При использовании скипового подъема товарная руда поднимается на поверхность по скиповому стволу так же в объеме 21 078 тыс. тонн за весь период отработки. (табл. 2.1). Сменная производительность месторождения 1370 т/смена. Для обеспечения подъема заданного объема достаточно 1 скипа вместимостью 7 м³. Данному объему соответствуют скипы СН-185-1,1 и СНМ 7.0-15.

Также надо учесть, что затраты на проходку скипового ствола, приобретение скипового оборудования и его обслуживание дороже более чем в 5 раз, чем сооружение транспортного уклона.

Сравнительный анализ вариантов выдачи горной массы на поверхность показал, что экономически более выгодный вариант – вариант с использованием конвейерной ленты.

4.2.2 Выбор варианта вскрытия месторождения

В соответствии с требованиями пункта 3.4.1.1 [5] в пределах шахтного поля должно быть не менее двух стволов, служащих выходами на поверхность, оборудованных механическими подъёмами для подъёма (спуска) с каждого горизонта людей и имеющих разное направление вентиляционных струй.

Для вскрытия месторождения в проекте «Корректировка Плана горных работ месторождения вольфрамовых руд Аксоран (на электрической тяге)» 2023 года рассмотрены технико-экономические показатели следующих вариантов:

- 1. Вскрытие месторождения двумя вертикальными стволами и Наклонным транспортным съездом с применением самоходного шахтного оборудования на дизельной тяге;*
- 2. Вскрытие месторождения Наклонным транспортным съездом и Наклонным спиральным съездом с применением самоходного шахтного оборудования на электрической тяге;*
- 3. Вскрытие месторождения двумя вертикальными стволами и скиповым стволом с применением самоходного шахтного оборудования на дизельной тяге;*
- 4. Вскрытие месторождения двумя вертикальными стволами и Наклонным транспортным съездом, расположенной по центру месторождения с применением самоходного шахтного оборудования на дизельной тяге.*

Рассмотрев технико-экономические показатели всех вариантов в Плате горных работ вскрытие месторождения предусмотрено по 2-му варианту.

Вскрытие месторождения предусматривается Наклонным спиральным съездом и Наклонным транспортным съездом

Наклонный транспортный съезд предназначен для доставки грузов и персонала в шахту, транспортировки руды и породы на поверхность с применением конвейерной линии, выдачи исходящей струи воздуха.

Наклонный спиральный съезд предназначен для подачи свежей струи воздуха в шахту и служит вторым запасным выходом.

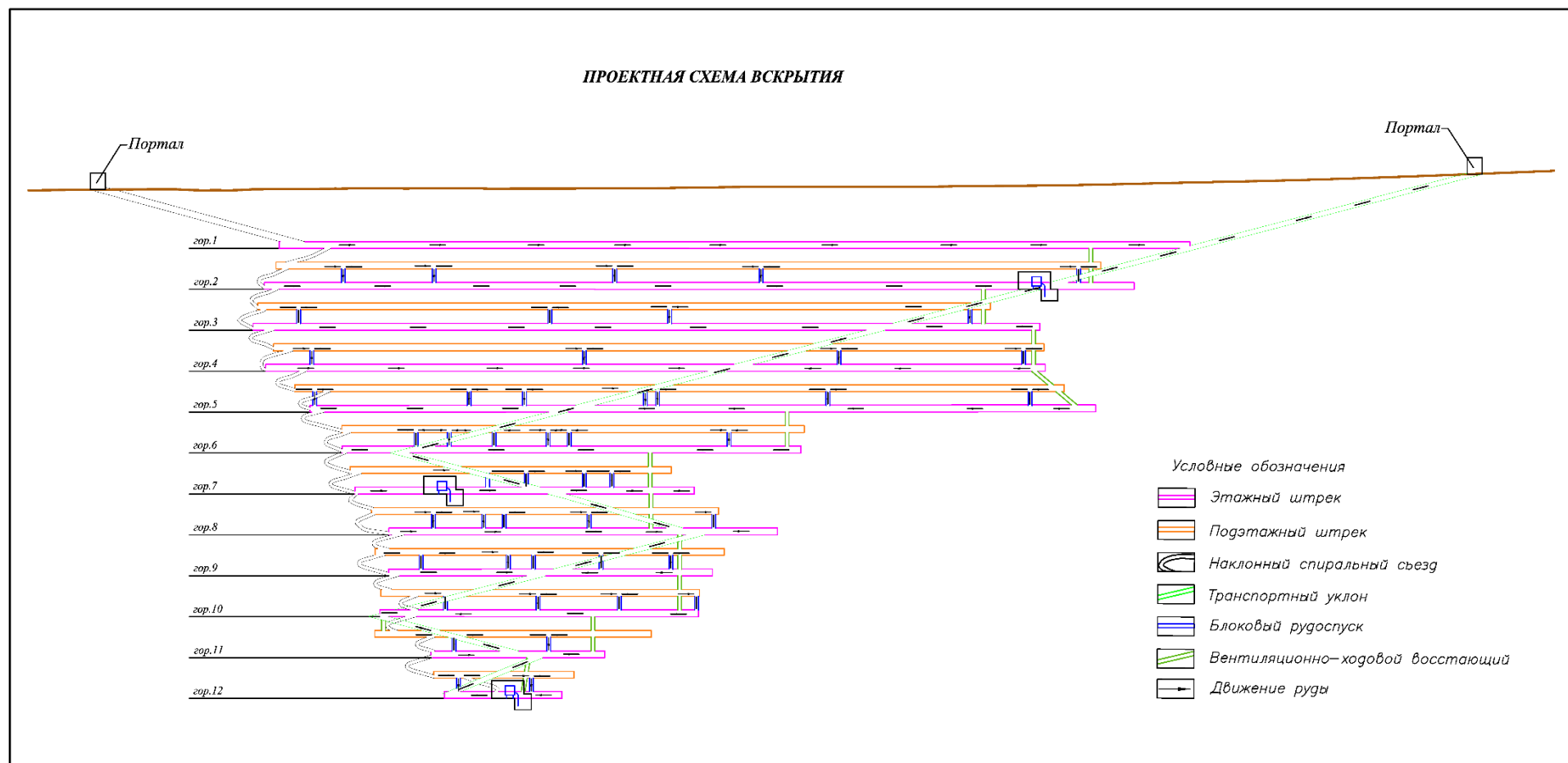


Рисунок 4.2.2.1 Схема вскрытия месторождения Аксоран

4.2.3 Выбор марки основного оборудования

При составлении ТЭО было рассмотрено несколько вариантов разработки месторождения с участием различных моделей ПДМ, а именно: WJD-3B, WJD-4B, Scooptram ST14 Battery.

Погрузочно-доставочная машина WJD-3B имеет грузоподъемность 6,5 тонн и емкость ковша 3 м^3 . Грузоподъемность ПДМ WJD-4B - 8-10 тонн с ёмкостью ковша 4 м^3 . Модель Scooptram ST14 Battery имеет следующие характеристики: грузоподъемность 14 тонн, объем ковша $6,4\text{ м}^3$.

Расчёт численности погрузочно-доставочных машин приведен в таблице ниже. Расчет часовой производительности ПДМ производился по формуле Байконурова О.А. Исходя из габаритов рассматриваемых машин (см. таблицу 15.1) корректировались сечения проходок при ведении горно-капитальных, горно-подготовительных и очистных работах, также количество необходимой техники менялось в зависимости от производительности самой техники.

Стоит также отметить, что в расчете количества ПДМ за основу был принят год с максимальным количеством производимых работ (ГКР, ГПР и очистных).

При использовании ПДМ WJD-3B производительность рудника составит 1 250 тыс. тонн горной массы в год, количество машин при указанной производительности работ составляет 11 штук.

При использовании машин типа WJD-4B производительность рудника составит 1 340 тыс. тонн горной массы в год, количество данной техники, необходимое для поддержания производительности работ составляет 9 штук.

При использовании Scooptram ST14 Battery производительность рудника составит 1 390 тыс. тонн горной массы в год, количество машин для обеспечения указанной производительности составит 6 штук.

В проект заложена замена оборудования каждые 5 лет. В целом на весь период отработки необходим закуп следующего количества ПДМ: WJD-3B- 25 штук, WJD-4B – 22 штуки, Scooptram ST14 Battery – 15 штук.

Информация по стоимости данной техники была предоставлена компаниями Millhouse Capital KZ и Epiroc: WJD-3B – 556 тыс. \$ США, WJD-4B – 848 тыс. \$ США, Scooptram ST14 Battery – 1 290 тыс. \$ США.

Из таблицы ниже можно увидеть, что экономически более выгодный вариант – вариант при использовании ПДМ WJD-3B. Экономия при покупке этой модели ПДМ за весь период отработки составит порядка 5 млн. \$ США. Стоит также учесть, что и затраты на производство горно-подготовительных и горно-капитальных работ также увеличатся, при выборе большей по габаритам техники.

Расчет численности и стоимости парка погрузочно-доставочных машин

Таблица 4.2.3.1

Наименование показателей	Ед. изм.	Погрузочно-доставочная машина		
		WJD-3B	WJD-4B	ST-14
Число рабочих дней в году	дней	365	365	365
Число смен	смен	2	2	2
Число часов работы в смену	час	11	11	11
Подготовительно-заключительное время $T_{пз}=0,7-0,8$ часа	час	0.75	0.75	0.75
Годовая производительность рудника, $A_{год}^{руд}$	т/год	1250000	1340000	1390000
Суточная производительность рудника, $A_{сут}^{руд}$	т/сут	3424.66	3671.23	3808.22
Сменная производительность рудника $A_{см}^{руд}$	т/см	1712.33	1835.62	1904.11
Удельный вес горной массы, γ	т/м ³	2.86	2.86	2.86
Грузоподъемность (ПДМ) WJD-3B	т	6.5	9	14
Расчетная загрузка кузова ПДМ Gв	т	5.1	6.9	11.0
Геометрический объем кузова, V	м ³	3	4	6.4
Коэффициент разрыхления, K_p		1.5	1.5	1.5
Коэффициент наполнения кузова, K_1 (0,9-1,2)		0.9	0.9	0.9
Длина откатки по горизонтам до рудоспуска, $L_{ср}$	м	41	41	41
Подъем стрелы ТЗ	сек	6.0	6.0	7.6
Опрокидывание ковша Т2	сек	2.1	2.1	3.0
Опускание стрелы Т1	сек	4.0	4.0	4.0
Зачерпывание ковшем горной массы Т4	сек	6.0	6.0	6.0
Расстояние вывозки горной массы по горизонту $L_{ср.гор}$	п.м	650.0	650.0	650.0
Скорость движения машины (порожня) по горизонту $V_{пор.гор}$	км/час	7.5	7.5	7.5
Скорость машины, груженная по горизонту $V_{гр.гор}$	км/час	7.5	7.5	7.5
Время движения груженого по горизонту $T_{гр.гор}=L_{ср.гор}/V_{гр.гор}$	сек	312.0	312.0	312.0
Время движения порожняком по горизонту $T_{пор.гор}=L_{ср.гор}/V_{пор.гор}$	сек	312.0	312.0	312.0
Время загрузки $T_{загр}=T_1+T_4+T_3$	сек	16.0	16.0	17.6
Время разгрузки $T_{разгр}=T_1+T_2+T_3$	сек	12.1	12.1	14.6
Время цикла $T_{ц}=T_{загр}+T_{разгр}+T_{гр.г}+T_{пор.г}+T_{гр.у}+T_{пор.у}$	мин	10.87	10.87	10.94
Продолжительность загрузки, $T_{пог}$	мин	0.27	0.27	0.29
Продолжительность разгрузки, $T_{раз}$	мин	0.20	0.20	0.24
Продолжительность движения груженого самосвала, $T_{гр}$	мин	5.20	5.20	5.20
Продолжительность движения порожнего самосвала, $T_{пор}$	мин	5.20	5.20	5.20
Время полного рейса T_p	мин	10.87	10.87	10.94
Возможное число рейсов 1 машины в смену Z_v	рейс	56.58	56.58	56.22
Принимаемое значение Z_v	рейс	56.00	56.00	56.00
Потребное число рейсов в смену, Z_p	рейс	332.62	267.43	173.38
Принимаемое значение Z_p	рейс	333.00	268.00	174.00
Коэф.неравномерности работы, k_n (1.25-1.5)		1	1	1
Расчетное число ПДМ	шт	5.95	4.79	3.11
Коэффициент использования автосамосвала $K_{ис}$		0.7	0.70	0.70
Необходимое количество парка ПДМ с учетом $K_{ис}$	шт	8.50	6.84	4.44
Коэффициент технической готовности $K_{т.г.}$		0.8	0.8	0.8
Необходимое количество с учетом коэфф-та технической готовности	шт	10.63	8.55	5.55
Инвентарный парк машин	шт	11.00	9.00	6.00
Стоимость единицы техники	тыс \$	556	848	1 290
Общая сумма	тыс \$	6 116	7 632	7 740

Расчет потребности необходимого количество ПДМ на весь период отработки	шт	25	22	15
Общая сумма затрат на приобретение ПДМ на весь период отработки	тыс \$	13 900	18 656	19 350

Для транспортировки руды на всех горизонтах до конвейера и рудоспусков будет применяться погрузочно-доставочная машина WJD-3B.

Применение аккумуляторной техники наиболее актуально в шахтной добыче. В первую очередь причиной является отсутствие выхлопных газов у такой техники, что напрямую влияет на качество воздуха в шахте.

Машины на аккумуляторных батареях имеют большие перспективы. Поэтому производители горной техники заинтересованы вести разработки в данном направлении. Так компания Kamach выпускает линейку ПДМ на аккумуляторных батареях с емкостью ковша от 0,75 до 6 м³. Компания SANDVIK представляет ПДМ LH518B грузоподъемностью 14 т. Также от компании Epiroc кроме ПДМ Scooptram ST14 Battery есть Scooptram ST7 Battery. В России начато серийное производство погрузочно-доставочных машин на литий-ионных аккумуляторах. ПДМ «ARGO ПДМ 140 Б» разработана специально для подземных работ на узкожилых месторождениях. Она имеет ширину 1,1 м, грузоподъемность ковша 1,3 т, которые успешно работают в урановых шахтах ПАО «ППГХО». В перспективе «АРМЗ Горные машины» намечают выпуск машин ARGO ПДМ 350Б, которая будет представлять собой машины увеличенной грузоподъемности до 4,2 тонны.

Наряду с основными горными машинами идет развитие вспомогательной техники с приводом от аккумуляторных батарей. Так компания NORMET разработала целый ряд оборудования Normet SmartDrive® на аккумуляторных батареях, среди которых машины для доставки персонала, доставки бетонной смеси, многофункциональные машины, машины для механизированной зарядки ВВ.

В связи с экологичностью, наименьшими затратами на проветривание горных выработок и развитием технологий спрос на данный вид техники будет только возрастать и спектр предложений будет соответственно будет расти, и производители будут работать над увеличением линейки горных машин на аккумуляторных батареях.

4.3 Сдвигание горных пород, защита зданий, сооружений и природных объектов

Обоснование проявления процесса сдвижения массива горных пород от влияния подземных разработок

Размеры зоны влияния подземных разработок, величины и характер деформаций, скорости роста деформаций и продолжительность процесса сдвижения горных пород и земной поверхности зависят от следующих основных факторов:

- а) мощности, угла падения и глубины разрабатываемых пластов;

б) размеров очистных выработок, последовательности прохождения и взаимного положения границ очистных выработок в одном пласте и свите пластов;

в) структурных особенностей массива горных пород (строения вмещающих пород, наличия разрывных и пликтивных нарушений, изменчивости залегания пород и физико-механических свойств пород);

г) способа управления горным давлением;

д) скорости подвигания забоя и скорости развития работ вкрест простирания.

Границы зоны влияния подземных разработок определяются по граничным углам. Граничными углами называются внешние относительно выработанного пространства углы, образованные на вертикальных разрезах по главным сечениям мульды сдвижения горизонтальными линиями и линиями, последовательно проведенными в коренных породах и наносах, соединяющими границу очистной выработки с границей зоны влияния подземных разработок на земной поверхности (рис.4.3.1).

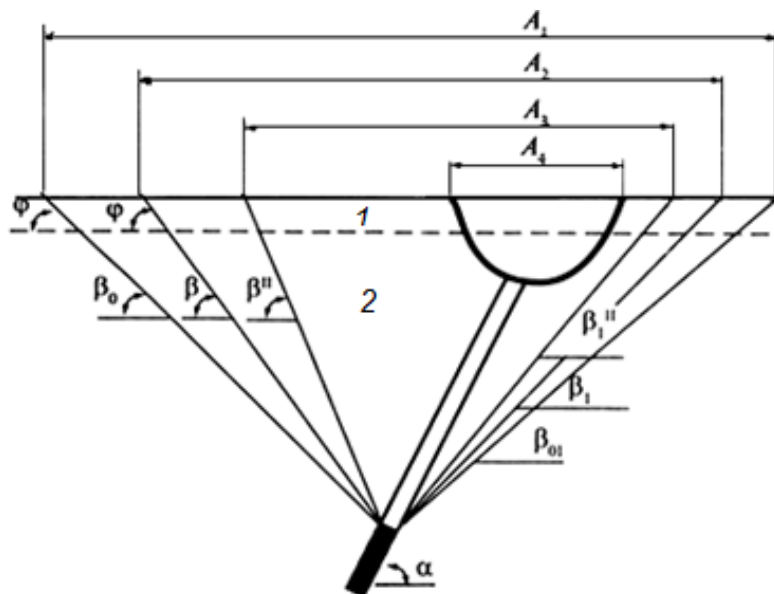


Рис.4.3.1 Зоны влияния отдельной очистной выработки на вертикальных разрезах, вкрест простирания при угле падения более $\alpha_{п}$; 1 - наносы; 2 - коренные породы; A_1 - зона влияния очистной выработки; A_2 - зона опасного влияния; A_3 - зона трещин; A_4 - зона провалов

Меры охраны зданий, сооружений от вредного влияния горных разработок

Все технические и промышленные сооружения, искусственные и естественные водоемы, общественные и жилые здания и другие объекты, попадающие в зону опасного влияния горных разработок, подлежат охране от вредного влияния этих разработок.

Для охраны объектов от вредного влияния подземных разработок

применяются следующие меры:

- отстраиваются охранные целики для объектов I-II категории;
- запрещаются очистные работы в охранных целиках;
- горные меры, уменьшающие деформации горных пород в земной поверхности (полная или частичная закладка выработанного пространства, неполная по мощности или площади выемка руды, засыпка воронок обрушения и провалов;
- конструктивные меры, уменьшающие вредное влияние процессов сдвижения земной поверхности при деформациях основания, превышающих критические значения.

Сдвигение горного массива и земной поверхности

Согласно плана горных работ (ПГР) для отработки месторождения «Аксоран» предложены две системы разработки: подэтажное обрушение с торцевым выпуском руды и магазинированием руды.

Для отработки основных мощных рудных тел месторождения ПГР выбрана система разработки подэтажным обрушением с торцевым выпуском руды. В качестве дополнительной системы разработки для средних и малых по мощности рудных тел выбраны система разработки с магазинированием руды с применением самоходного оборудования для выпуска руды.

Подземная разработка рудного месторождения, неизбежно сопровождается деформированием горного массива, а по мере увеличения выработанного пространства процесс сдвижения может достигать земной поверхности.

На основании «Временных правил охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных разработок месторождений руд цветных металлов с неизученным процессом сдвижения горных пород» (Ленинград, ВНИМИ 1986г), с учетом физико-механических свойств пород месторождения Аксоран, приняты для построения зон сдвижения углы со стороны висячего бока $\beta = 65^{\circ}$, со стороны лежачего бока можно принять равной $\beta = 60^{\circ}$, но не более угла падения рудного тела, по простирацию $\delta = 70^{\circ}$.

Определение зон опасных сдвижений при отработке рудных тел осуществлено по методике, изложенной во «Временных правил охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных разработок месторождений руд цветных металлов с неизученным процессом сдвижения горных пород» (Ленинград, ВНИМИ 1986г).

Устойчивое обнажение пород висячего бока в выемочных единицах при отработке рудных тел будет иметь вид наклонного плоского сводчатого прямоугольника, защемленного по всему периметру. Для оценки устойчивости этой кровли можно применить методику профессора Д.В. Слесарева, методом эквивалентных пролетов, суть которого заключается в оценке устойчивости кровли в незакрепленной выработки постоянной ширины и неограниченно большой длины:

$$l_3 = \frac{L_n \cdot L_{np}}{\sqrt{L_n^2 + L_{np}^2}}, \text{ м}, \quad (4.3.1)$$

где L_n и L_{np} – размеры обнажения пород висячего бока соответственно по падению и по простиранию рудного тела, м.

Критерием устойчивости обнажения явится неравенство:

$$l_3 = l_0,$$

где l_0 – предельный пролет выработки большой длины перед обрушением, определяемый расчетным путем. С учетом угла падения (α) рудного тела допустимый пролет устойчивого обнажения принимает следующее значение:

$$l_0 = 0,02 \cdot (32^\circ + \alpha) \cdot l_{гор}, \text{ м}, \quad (4.3.2)$$

где $l_{гор}$ – горизонтальное простирание рудного тела по падению, м;

α – угол падения жилы, град.

Выполненные в течение ряда лет в ВНИМИ профессора Г.Н. Кузнецовым исследования по установлению размеров предельно-устойчивых обнажений пород кровли, а также практический опыт отработки месторождений, показали правомерность этих формул и подтвердили отсутствие существенной разницы между устойчивостью пролетов, как по падению, так и по простиранию рудного тела.

Причем при разработке верхних горизонтов (до глубины 300м от поверхности) любого месторождения, предельный пролет обнажения пород висячего бока уменьшается быстрее, а с переходом на отработку более глубоких горизонтов (от глубины более 300м), степень уменьшения пролета снижается.

Для создания запаса надежности перед обрушением, допустимый (эквивалентный) пролет (L_0) выработки большой длины для Этажно-камерных систем разработки без присутствия работающего персонала в очистном пространстве, может приниматься равным (0,7-0,8) l_0 , в среднем 0,75 l_0 , при нахождении людей в очистном пространстве пролет (L_0) должен уменьшаться вдвое.

Определение величины зоны опасных сдвижений над выработанным пространством

Определение размеров выемочных единиц и очистных камер и их целиков выполнено на основе «Методических указаний по определению размеров камер и целиков при подземной разработке руд цветных металлов», Чита, 1988г., ВНИПИгорцветмет.

Согласно горно-геологическим данным месторождения, самое крупное рудное тело находится в восточном блоке, простирающееся на длину до 1100 метров с минимальной и максимальной мощностью от 11 до 42 и по падению от 220 до 530 метров. Оно имеет наибольшую выдержанную мощность по простиранию и по падению. Всего по месторождению в процессе

геологоразведочных работ выделено 257 вольфрамовых рудных тел. В западной части месторождения выделены 3 основных тела, простирающихся по простиранию и падению до 400 метров, с раздувом мощности до 70-110 м. Западная часть месторождения отделена от восточной двумя субмеридиональными крутопадающими разломами под углом 75-80° на восток, со смещением типа сдвиг. В этой части выделено также 3 рудных тела.

Верхняя граница рудной толщи выражена довольно четко, а нижняя определяется по содержанию полезного компонента и выражена неясно.

В целом, размах оруденения на месторождении составляет 2,5 км по простиранию и до 300-500 м по падению, но ни по падению, ни по простиранию не оконтурено.

Месторождение по степени сложности геологического строения основных рудных тел по классификации ГКЗ относится к III группе сложности.

По классификации ГКЗ третья группа - месторождения (участки) со средними по размерам жилами, сложными пласто- и линзообразными скарновыми залежами с постоянной мощностью и весьма неравномерным распределением металла.

Результаты изучения физико-механических свойств вмещающих пород и анализ геологических разрезов показывают, что в массиве участка месторождения породы по степени устойчивости распределяются следующим образом: преобладают породы II категории – очень крепкие: скарноиды от беловато-зеленоватого до серовато-розового цвета, тонкозернистой структуры, пятнистой текстуры за счет неравномерного распределения слагающих их минералов (КПШ, хлорит, эпидот, цоизит, кварц); порфиритоиды амфиболитизированные темно-зеленого цвета, порфировой структуры, сланцеватой, участками массивной текстуры.

Породы интенсивно хлоритизированы, окварцованы, в меньшей степени серицитизированы.

В соответствии с принятой – этажно-камерной и подэтажно-камерной системы разработки параметры системы, следующие: высота этажа – 50 м; высота камеры по простиранию – от 220 до 530 м.

Средняя мощность рудного тела принимаем из графических материалов соответственно плана горизонтов – 30,8 м, величина прихвата породы принимаем – по 0,3 м с каждой стороны, угол падения – от 55 до 75°.

Расчет величины зоны опасных сдвижений над выработанным пространством будем вести по горизонтам.

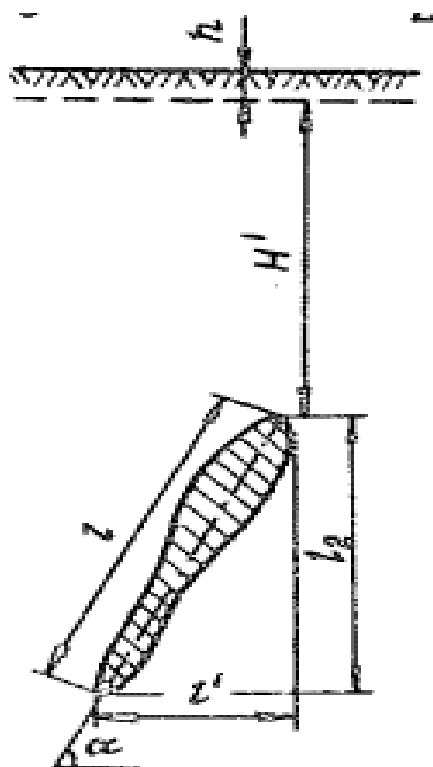


Рис.4.3.2 Геометрические параметры, определяющие устойчивость горных пород и земной поверхности

Определяем величину горизонтальной проекции рудного тела при заданной мощности рудного тела по горизонтам:

«Горизонт +360 – 73,1 м» $m = 11,38 + 0,6 = 11,98$ м;
 «Горизонт +310 – 123,1 м» $m = 9,01 + 0,6 = 9,61$ м;
 «Горизонт +260 – 173,1 м» $m = 8,77 + 0,6 = 9,37$ м;
 «Горизонт +210 – 223,1 м» $m = 9,36 + 0,6 = 9,96$ м;
 «Горизонт +160 – 273,1 м» $m = 7,43 + 0,6 = 8,03$ м;
 «Горизонт +110 – 323,1 м» $m = 4,35 + 0,6 = 4,95$ м;
 «Горизонт +60 – 373,1 м» $m = 8,93 + 0,6 = 9,53$ м;
 «Горизонт +10 – 423,1 м» $m = 10,09 + 0,6 = 10,69$ м;
 «Горизонт –40 – 473,1 м» $m = 10,75 + 0,6 = 11,35$ м;
 «Горизонт –90 – 523,1 м» $m = 10,81 + 0,6 = 11,41$ м;
 «Горизонт –140 – 573,1 м» $m = 14,66 + 0,6 = 15,26$ м;
 «Горизонт –190 – 623,1 м» $m = 6,68 + 0,6 = 7,28$ м.

Тогда, величины l_1 и l_2 :

$$\begin{aligned} l' &= l \cdot \cos \alpha + m \cdot \sin \alpha, \text{ м.} \\ l_2 &= l \cdot \sin \alpha, \text{ м,} \end{aligned} \quad (4.3.3)$$

где l – размер выработанного пространства по падению, m – зависит от угла падения рудного тела, в связи с отсутствием углов падения по горизонтам принимаем среднее значение 65 град. При высоте этажа 50 м, $l = 55,2$ м. При высоте подэтажа 25 м, $l = 27,58$ м.

Расчеты l' и l_2 сведены в таблицу 4.3.1

Таблица 4.3.1

горизонт	выс. Отметка	горизонтальная мощность р.т.	величина прихвата породы	гор.проект. Р.т.	мощность р.т.	I размер выработанного пространства	$\sin\alpha$	$\cos\alpha$	l'	l_2
1	360	11.38	0.6	11.98	10.86	27.58	0.9	0.4	22.5	25
2	310	9.01	0.6	9.61	8.71	55.2	0.9	0.4	32.0	50
3	260	8.77	0.6	9.37	8.49	55.2	0.9	0.4	31.8	50
4	210	9.36	0.6	9.96	9.03	55.2	0.9	0.4	32.4	50
5	160	7.43	0.6	8.03	7.28	55.2	0.9	0.4	30.6	50
6	110	4.35	0.6	4.95	4.49	55.2	0.9	0.4	27.8	50
7	60	8.93	0.6	9.53	8.64	55.2	0.9	0.4	32.0	50
8	10	10.09	0.6	10.69	9.69	55.2	0.9	0.4	33.0	50
9	-40	10.75	0.6	11.35	10.29	55.2	0.9	0.4	33.6	50
10	-90	10.81	0.6	11.41	10.34	55.2	0.9	0.4	33.7	50
11	-140	14.66	0.6	15.26	13.83	55.2	0.9	0.4	37.2	50
12	-190	6.68	0.6	7.28	6.60	55.2	0.9	0.4	29.9	50

Отсюда:

«Горизонт +360 – 73,1 м»:

$$l' = 27,85 \cdot 0,42 + 11,98 \cdot 0,906 = 22,5 \text{ м.}$$

$$l_2 = 27,58 \cdot 0,906 = 25 \text{ м.}$$

«Горизонт +310 – 123,1 м»:

$$l' = 55,2 \cdot 0,42 + 9,61 \cdot 0,906 = 32 \text{ м.}$$

$$l_2 = 55,2 \cdot 0,906 = 50 \text{ м.}$$

«Горизонт +260 – 173,1 м»:

$$l' = 55,2 \cdot 0,42 + 9,37 \cdot 0,906 = 31,8 \text{ м.}$$

$$l_2 = 55,2 \cdot 0,906 = 50 \text{ м.}$$

«Горизонт +210 – 223,1 м»:

$$l' = 55,2 \cdot 0,42 + 9,96 \cdot 0,906 = 32,4 \text{ м.}$$

$$l_2 = 55,2 \cdot 0,906 = 50 \text{ м.}$$

«Горизонт +160 – 273,1 м»:

$$l' = 55,2 \cdot 0,42 + 8,03 \cdot 0,906 = 30,6 \text{ м.}$$

$$l_2 = 55,2 \cdot 0,906 = 50 \text{ м.}$$

«Горизонт +110 – 323,1 м»:

$$l' = 55,2 \cdot 0,42 + 4,95 \cdot 0,906 = 27,8 \text{ м.}$$

$$l_2 = 55,2 \cdot 0,906 = 50 \text{ м.}$$

«Горизонт +60 – 373,1 м»:

$$l' = 55,2 \cdot 0,42 + 8,93 \cdot 0,906 = 32 \text{ м.}$$

$$l_2 = 55,2 \cdot 0,906 = 50 \text{ м.}$$

«Горизонт +10 – 423,1 м»:

$$l' = 55,2 \cdot 0,42 + 10,09 \cdot 0,906 = 33 \text{ м.}$$

$$l_2 = 55,2 \cdot 0,906 = 50 \text{ м.}$$

«Горизонт –40 – 473,1 м»:

$$l' = 55,2 \cdot 0,42 + 10,75 \cdot 0,906 = 33,6 \text{ м.}$$

$$l_2 = 55,2 \cdot 0,906 = 50 \text{ м.}$$

«Горизонт –90 – 523,1 м»:

$$l' = 55,2 \cdot 0,42 + 10,81 \cdot 0,906 = 33,7 \text{ м.}$$

$$l_2 = 55,2 \cdot 0,906 = 50 \text{ м.}$$

«Горизонт –140 – 573,1 м»:

$$l' = 55,2 \cdot 0,42 + 14,66 \cdot 0,906 = 37,2 \text{ м.}$$

$$l_2 = 55,2 \cdot 0,906 = 50 \text{ м.}$$

«Горизонт –190 – 623,1 м»:

$$l' = 55,22 \cdot 0,42 + 6,68 \cdot 0,906 = 29,9 \text{ м.}$$

$$l_2 = 55,2 \cdot 0,906 = 50 \text{ м.}$$

Расчет величины предельного пролета обнажения очистного пространства согласно формуле (4.3.2) в зависимости от угла падения жилы (α) и его горизонтального положения ($\ell_1 = \ell_{гор.}$).

Расчеты l_0 сведены в таблицу 4.3.2

Таблица 4.3.2

горизонт	выс. Отметка	l'	l0
1	360	22.51	43.7
2	310	32.04	62.2
3	260	31.8	61.7
4	210	32.4	62.8
5	160	30.6	59.4
6	110	27.8	54.0
7	60	31.96	62.0
8	10	33.0	64.1
9	-40	33.6	65.2
10	-90	33.7	65.3
11	-140	37.2	72.1
12	-190	29.9	58.1

«Горизонт +360 – 73,1 м»:

$$l_0 = 0,02 \cdot (32 + 65) \cdot 22,51 = 43,7 \text{ м.}$$

«Горизонт +310 – 123,1 м»:

$$l_0 = 0,02 \cdot (32 + 65) \cdot 32,04 = 62,2 \text{ м.}$$

«Горизонт +260 – 173,1 м»:

$$l_0 = 0,02 \cdot (32 + 65) \cdot 31,8 = 61,7 \text{ м.}$$

«Горизонт +210 – 223,1 м»:

$$l_0 = 0,02 \cdot (32 + 65) \cdot 32,4 = 62,8 \text{ м.}$$

«Горизонт +160 – 273,1 м»:

$$l_0 = 0,02 \cdot (32 + 65) \cdot 30,6 = 59,4 \text{ м.}$$

«Горизонт +110 – 323,1 м»:

$$l_0 = 0,02 \cdot (32 + 65) \cdot 27,8 = 54 \text{ м.}$$

«Горизонт +60 – 373,1 м»:

$$l_0 = 0,02 \cdot (32 + 65) \cdot 31,96 = 62 \text{ м.}$$

«Горизонт +10 – 423,1 м»:

$$l_0 = 0,02 \cdot (32 + 65) \cdot 33 = 61,4 \text{ м.}$$

«Горизонт –40 – 473,1 м»:

$$l_0 = 0,02 \cdot (32 + 65) \cdot 33,6 = 65,2 \text{ м.}$$

«Горизонт –90 – 523,1 м»:

$$l_0 = 0,02 \cdot (32 + 65) \cdot 33,7 = 65,3 \text{ м.}$$

«Горизонт –140 – 573,1 м»:

$$l_0 = 0,02 \cdot (32 + 65) \cdot 37,2 = 72,1 \text{ м.}$$

«Горизонт –190 – 623,1 м»:

$$l_0 = 0,02 \cdot (32 + 65) \cdot 29,9 = 58,1 \text{ м.}$$

Расчет величины эквивалентного обнажения при тех же параметрах и обнажении пород висячего бока по простиранию (длина по простиранию без междукламерного целика) на основе формулы (4.3.1).

$$l_3 = \frac{100 \cdot l_{\text{гор}}}{\sqrt{100^2 + l_{\text{гор}}^2}}, \text{ м.}$$

«Горизонт +360 – 73,1 м»:

$$l_3 = \frac{100 \cdot 22,51}{\sqrt{100^2 + 22,51^2}} = 22 \text{ м.}$$

«Горизонт +310 – 123,1 м»:

$$l_3 = \frac{100 \cdot 32,04}{\sqrt{100^2 + 32,04^2}} = 30,5 \text{ м.}$$

«Горизонт +260 – 173,1 м»:

$$l_3 = \frac{100 \cdot 31,8}{\sqrt{100^2 + 31,8^2}} = 30,3 \text{ м.}$$

«Горизонт +210 – 223,1 м»:

$$l_3 = \frac{100 \cdot 32,4}{\sqrt{100^2 + 32,4^2}} = 30,8 \text{ м.}$$

«Горизонт +160 – 273,1 м»:

$$l_3 = \frac{100 \cdot 30,6}{\sqrt{100^2 + 30,6^2}} = 29,3 \text{ м.}$$

«Горизонт +110 – 323,1 м»:

$$l_3 = \frac{100 \cdot 27,8}{\sqrt{100^2 + 27,8^2}} = 26,8 \text{ м.}$$

«Горизонт +60 – 373,1 м»:

$$l_3 = \frac{100 \cdot 31,96}{\sqrt{100^2 + 31,96^2}} = 30,4 \text{ м.}$$

«Горизонт +10 – 423,1 м»:

$$l_3 = \frac{100 \cdot 33}{\sqrt{100^2 + 33^2}} = 31,4 \text{ м.}$$

«Горизонт –40 – 473,1 м»:

$$l_3 = \frac{100 \cdot 33,6}{\sqrt{100^2 + 33,6^2}} = 31,9 \text{ м.}$$

«Горизонт –90 – 523,1 м»:

$$l_3 = \frac{100 \cdot 33,7}{\sqrt{100^2 + 33,7^2}} = 31,9 \text{ м.}$$

«Горизонт –140 – 573,1 м»:

$$l_3 = \frac{100 \cdot 37,2}{\sqrt{100^2 + 37,2^2}} = 34,8 \text{ м.}$$

«Горизонт –190 – 623,1 м»:

$$l_3 = \frac{100 \cdot 29,9}{\sqrt{100^2 + 29,9^2}} = 28,7 \text{ м.}$$

Критерий устойчивости обнажения характеризуется неравенством $l_3 \leq l_0$.

Расчет по определению зоны опасных сдвижений над выработанным очистным пространством.

$$h_{o.c} = K_2 \frac{S_p}{l'}, \text{ м,} \quad (4.3.4)$$

где S_p – площадь выработанного пространства на разрезе вкост простирания рудного тела, м²;

l' – величина горизонтальной проекции рудного тела, м;

K_2 – коэффициент учитывающий прочностные свойства горных пород, при $f = 12$, $K_2 = 8,0$.

«Горизонт +360 – 73,1 м»:

$$h_{o.c} = 8 \frac{55,2 \cdot 10,86}{22,51} = 106,4 \text{ м.}$$

«Горизонт +310 – 123,1 м»:

$$h_{o.c} = 8 \frac{55,2 \cdot 8,71}{32,04} = 120,1 \text{ м.}$$

«Горизонт +260 – 173,1 м»:

$$h_{o.c} = 8 \frac{55,2 \cdot 8,49}{31,8} = 117,9 \text{ м.}$$

«Горизонт +210 – 223,1 м»:

$$h_{o.c} = 8 \frac{55,2 \cdot 9,03}{32,4} = 123,2 \text{ м.}$$

«Горизонт +160 – 273,1 м»:

$$h_{o.c} = 8 \frac{55,2 \cdot 8,03}{30,6} = 105 \text{ м.}$$

«Горизонт +110 – 323,1 м»:

$$h_{o.c} = 8 \frac{55,2 \cdot 4,49}{27,8} = 71,2 \text{ м.}$$

«Горизонт +60 – 373,1 м»:

$$h_{o.c} = 8 \frac{55,2 \cdot 9,53}{31,96} = 119,3 \text{ м.}$$

«Горизонт +10 – 423,1 м»:

$$h_{o.c} = 8 \frac{55,2 \cdot 9,69}{33} = 129,6 \text{ м.}$$

«Горизонт –40 – 473,1 м»:

$$h_{o.c} = 8 \frac{55,2 \cdot 10,29}{33,6} = 135,1 \text{ м.}$$

«Горизонт –90 – 523,1 м»:

$$h_{o.c} = 8 \frac{55,2 \cdot 10,34}{33,7} = 164,4 \text{ м.}$$

«Горизонт –140 – 573,1 м»:

$$h_{o.c} = 8 \frac{55,2 \cdot 13,83}{37,2} = 164,4 \text{ м.}$$

«Горизонт –190 – 623,1 м»:

$$h_{o.c} = 8 \frac{55,2 \cdot 6,6}{44,729,9} = 97,4 \text{ м.}$$

$$h_{o.c} = K_2 \frac{S_p}{l_1}, \text{ м,} \quad (4.3.4)$$

Расчет по определению фактической допустимой глубины верхней границы выработанного пространства, считая от границы выветрелых пород и рыхлых отложений, исключаяющую провал земной поверхности.

$$H' > K_1 \cdot l_3, \text{ м,} \quad (4.3.5)$$

где H' – фактическая допустимая глубина, м;

K_1 – коэффициент, учитывающий прочностные свойства горных пород, $K_1 = 1,8$.

«Горизонт +360 – 73,1 м»:

$$H' > 1,8 \cdot 22 = 39,5 \text{ м.}$$

«Горизонт +310 – 123,1 м»:

$$H' > 1,8 \cdot 30,5 = 54,9 \text{ м.}$$

«Горизонт +260 – 173,1 м»:

$$H' > 1,8 \cdot 30,3 = 54,6 \text{ м.}$$

«Горизонт +210 – 223,1 м»:

$$H' > 1,8 \cdot 30,8 = 55,4 \text{ м.}$$

«Горизонт +160 – 273,1 м»:

$$H' > 1,8 \cdot 29,3 = 52,7 \text{ м.}$$

«Горизонт +110 – 323,1 м»:

$$H' > 1,8 \cdot 26,8 = 48,2 \text{ м.}$$

«Горизонт +60 – 373,1 м»:

$$H' > 1,8 \cdot 30,4 = 54,8 \text{ м.}$$

«Горизонт +10 – 423,1 м»:

$$H' > 1,8 \cdot 31,4 = 56,4 \text{ м.}$$

«Горизонт –40 – 473,1 м»:

$$H' > 1,8 \cdot 31,9 = 57,4 \text{ м.}$$

«Горизонт –90 – 523,1 м»:

$$H' > 1,8 \cdot 31,9 = 57,4 \text{ м.}$$

«Горизонт –140 – 573,1 м»:

$$H' > 1,8 \cdot 34,8 = 62,7 \text{ м.}$$

«Горизонт –190 – 623,1 м»:

$$H' > 1,8 \cdot 27,8 = 51,6 \text{ м.}$$

Результаты расчетов по формулам (4.3.4) и (4.3.5) представлены в таблице 4.3.3

Таблица 4.3.3

Горизонт	Выс. отметка	l'	lз	hос	H'
1	360	22,51	22,0	106,4	39,5
2	310	32,04	30,5	120,1	54,9
3	260	31,8	30,3	117,9	54,6
4	210	32,4	30,8	123,2	55,4
5	160	30,6	29,3	105,0	52,7
6	110	27,8	26,8	71,2	48,2
7	60	31,96	30,4	119,3	54,8
8	10	33,0	31,4	129,6	56,4
9	-40	33,6	31,9	135,1	57,4
10	-90	33,7	31,9	135,6	57,4
11	-140	37,2	34,8	164,4	62,7
12	-190	29,9	28,7	97,4	51,6

Расчет параметров междуканальных целиков

Расчет выполнен по параметрам горизонта –140, где имеется максимальный пролет обнажения, «Методическому указанию по определению размеров камер и целиков при подземной разработке месторождений руд цветных металлов», ВНИИГорцветмет, Чита, 1988г.

Расчет величины вертикальных и горизонтальных нагрузок на целик.

$$P_B = \gamma \cdot H \cdot \frac{h}{\operatorname{tg} \alpha} K_K \left(a + \frac{h \cdot L_{\text{кам}}}{h + L_{\text{кам}} \cdot \operatorname{tg} \alpha} \right), \text{ МН.} \quad (4.3.6)$$

$$P_\Gamma = \gamma \cdot H \cdot \eta \cdot h \cdot K_K \cdot \left(a + \frac{h \cdot L_{\text{кам}}}{h + L_{\text{кам}}} \right), \text{ МН.} \quad (4.3.7)$$

Результирующая сила, действующая на междуканальный целик (МКЦ) со стороны висячего бока.

$$R = \sqrt{P_B^2 + P_\Gamma^2}, \text{ МН.} \quad (4.3.8)$$

Угол между нормалью к плоскости контакта и направлением действия равнодействующей силы R:

$$\varepsilon = \alpha + \delta - 90^\circ, \text{ град.} \quad (4.3.9)$$

где $\delta = \arctg \frac{P_B}{P_\Gamma}$.

$$\Delta K_K^x = \frac{0,2 \cdot m_{гор}}{0,5 \cdot m_{гор}^2 + 0,08 \cdot m_{гор}}. \quad (4.3.10)$$

$$K_K = 1 + \frac{\Delta K_K^x + 2,4}{2}. \quad (4.3.11)$$

где $\gamma = 2,7$ мн/м³, средний объемный вес налегающих пород;

H – средняя глубина отработки блока от нижней границы блока до верхней границы, м;

$m_{гор}$ – горизонтальная мощность рудного тела, м;

α – угол падения рудного тела;

$L_{кам}$ – длина камеры по простиранию без учета МКЦ, м;

η – коэффициент бокового распора, $\eta = 0,30$;

K_K – средняя величина концентрации напряжений на участке зоны опорного движения;

h – высота изолированного междукammerного целика, м;

a – ширина целика по простиранию, м.

Отсюда:

$$\Delta K_K^x = \frac{0,2 \cdot 9,3}{0,5 \cdot 9,3^2 + 0,08 \cdot 9,3} = 0,004.$$

$$K_K = 1 + \frac{0,004 + 2,4}{2} = 2,2.$$

$$P_B = 0,027 \cdot 375 \cdot \frac{25}{2,14} \cdot 2,2 \left(5 + \frac{25 \cdot 400}{25 + 400 \cdot 2,14} \right) = 4254,8 \text{ МН}.$$

$$P_\Gamma = 0,027 \cdot 375 \cdot 0,3 \cdot 25 \cdot 2,3 \left(5 + \frac{25 \cdot 400}{25 + 400} \right) = 4992,5 \text{ МН}.$$

$$R = \sqrt{4254,8^2 + 4992,5^2} = 6559,6 \text{ МН}.$$

$$\delta = \arctg \frac{4254,8}{4992,5} = 40^\circ.$$

$$\varepsilon = 65^\circ + 40^\circ - 90^\circ = 15^\circ.$$

Вычисляем коэффициент ослабления междукammerного целика (МКЦ).

$$K_{осл} = \frac{(a - a_B - 0,4) (h_{пр} - h_p - 0,4)}{a \cdot h_{пр}}. \quad (4.3.12)$$

где a_B – ширина восстающего, $a_B = 2,0$ м;

h_p – высота рассечки (ниши) в целике, $h_p = 2,0$ м;

$h_{пр}$ – среднее расстояние между осями рассечек, пройденных из восстающего МКЦ, $h_{пр} = 5$ м.

$$K_{осл} = \frac{(5 - 2 - 0,4) (5 - 2 - 0,4)}{5 \cdot 5} = 0,27.$$

Таким образом, из расчетов получено, что при средней крепости пород $f=12$, мощности рудного тела $m_{ср.} = 8,4$ м, при отработке рудных тел величина зоны опасных сдвижений зависит от высоты выработанного очистного пространства.

1. Величина зоны опасных сдвижений – $h_{o.c} = 71,2 - 164,4$ м.

2. Нижний угол зоны опасных сдвижений висячего бока – $\beta_{o.c} = 65^{\circ}$.
3. Верхний угол зоны опасных сдвижений лежащего бока – $\gamma_{o.c} = 60^{\circ}$.
4. Фактическая допустимая глубина верхней границы выработанного пространства – $H' = 39,5 - 62,7$ м.

На основе проведенных расчетов рекомендуется провести оценку напряженно-деформационного состояния массива и на основе полученных результатов более детально определить основные параметры предохранительных целиков и границ зоны опасных сдвижений в массиве горных пород и на земной поверхности.

Наблюдение за сдвижением горных пород при подземной разработке

Наблюдения за сдвижением земной поверхности проводят для определения параметров процесса сдвижения на месторождении и получения фактических данных для обоснованного решения вопросов охраны сооружений и выемки руд из предохранительных целиков [1]. Для проведения натурных инструментальных наблюдений на поверхности земли, в подземных горных выработках и подрабатываемых объектах (у железных дорог, трубопроводов и т.д.) закладываются специальные наблюдательные станции. Наблюдательная станция представляет собой систему реперов, заложенных до начала подработки, в плоскостях главных сечений мульды сдвижения. Одна из таких станций состоит из линий реперов, заложенных на поверхности земли по простиранию (профильная линия 1) и вкрест простирания (профили 2, 3) рудного тела. Каждая профильная линия состоит из опорных и рабочих реперов. Опорные реперы закладываются за пределами ожидаемой мульды сдвижения на расстоянии 50 м от ее границ. Расстояние l между рабочими реперами (1, 2, 3...) определяется в зависимости от глубины разработки. Так: при $H = 50$ м, $l = 5$ м; при $H = 100$ м, $l = 10$ м; при $H = 200$ м, $l = 15$ м и т.д.

Конструкция реперов должна обеспечивать, прежде всего, их устойчивость и сохранность в течение длительного времени и, кроме того, быть недорогой, способствовать удобству закладки. Для долговременных станций, как правило, реперы представляют собой забетонированные металлические трубы, штыри или обрезки рельсов, которые закладываются на глубину ниже горизонта промерзания,

Маркшейдерские наблюдения за сдвижением горных пород в шахте проводятся с целью определения напряженного состояния и давления горных пород, окружающих выработок, а также при совместной разработке месторождения открытым и подземным способами. В зоне влияния подземных разработок закладывают комплексные наблюдательные станции, состоящие из профильных линий реперов на уступах и откосах бортов карьера, глубинных реперов в скважинах и реперов в выработках, расположенных под карьером. В зоне обрушения и местах вероятного внезапного образования воронок над пустотами наблюдения проводят дистанционно. Смещение реперов в рабочей части профиля определяется относительно опорных реперов. Сдвижение реперов в горизонтальной плоскости определяют путем измерения расстояний между реперами рулеткой, а отклонение реперов от

ствола профильной линии измеряется теодолитом. Оседание реперов определяется нивелированием. Чем быстрее протекает процесс сдвижения, тем чаще следует проводить наблюдения. В толще породы наблюдения выполняют с помощью скважин с глубинными реперами или геофизическими методами, на поверхности (в карьере) - с использованием фототеодолита, дистанционного нивелирования.

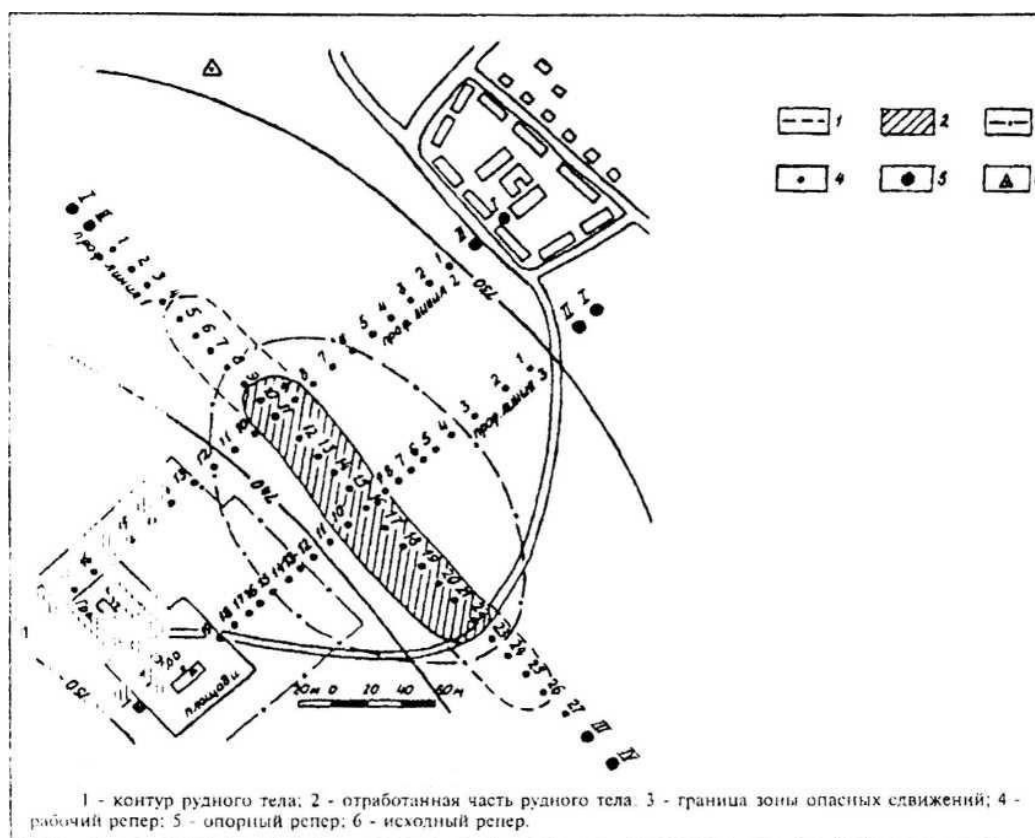


Рисунок 4.3.3 План наблюдательной станции

Углы сдвижения β , γ и δ определяются графически на разрезах в крест простирания и по простиранию залежи.

Вертикальный разрез по профильной линии (б)
и графики сдвижения (а)

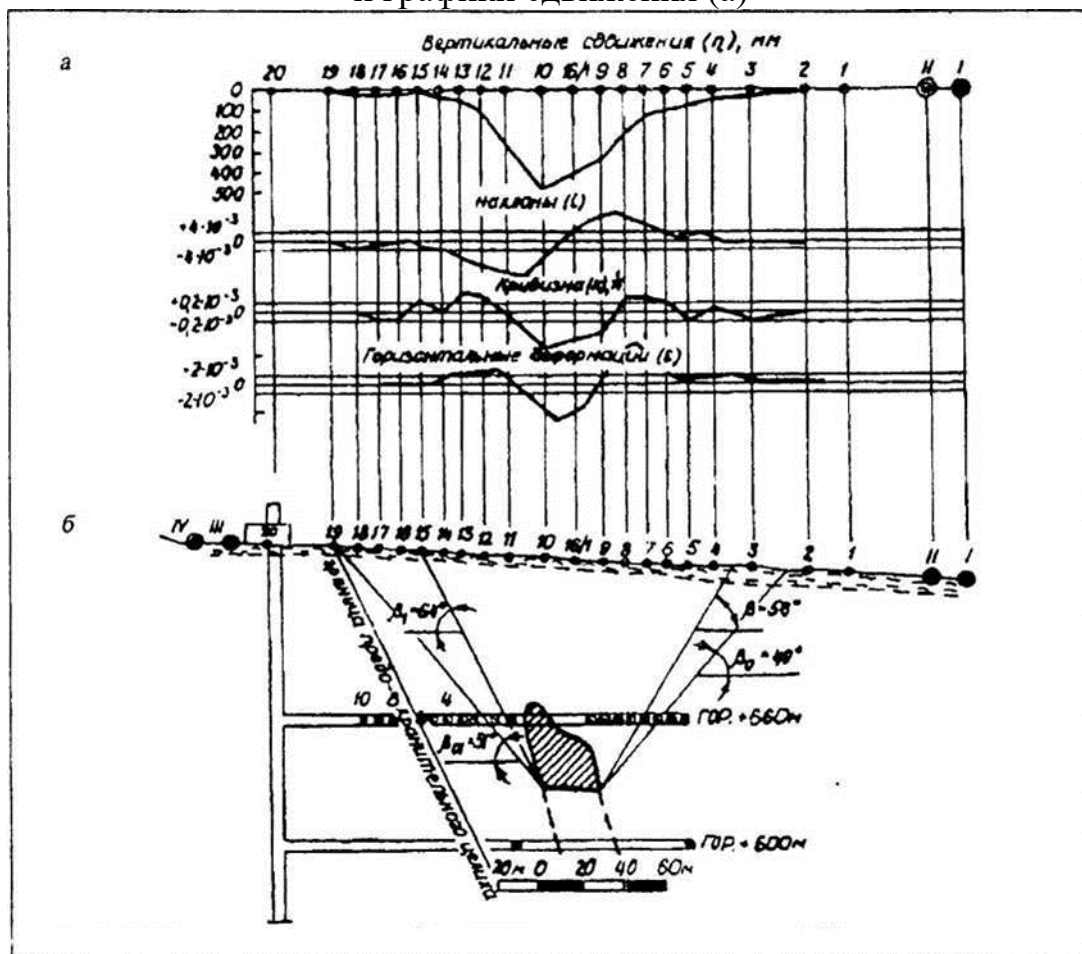


Рисунок 4.3.4 Вертикальный разрез по профильной линии (б)
и графики сдвижения (а)

Допустимые условия подработки зданий и сооружений

Определение условий безопасной подработки зданий, сооружений и выбор мер охраны основываются на сравнении расчетных деформаций земной поверхности с допустимыми и предельными для них деформациями.

Допустимыми деформациями земной поверхности принято считать деформации, вызывающие в сооружениях разрушения, поддающиеся ремонту. В этих случаях после ремонтных и наладочных работ сооружения могут эксплуатироваться по своему прямому назначению [1].

Поскольку строительство зданий и сооружений в пределах зоны сдвижения не предусмотрено, расчеты предельной подработки зданий и сооружений настоящим проектом не выполняются.

4.4 Эксплуатационная разведка

Эксплуатационная разведка будет проводиться в течение всего периода **разработки месторождения** с целью планомерного систематического получения достоверных исходных данных, обеспечивающих текущее (годовое) и оперативное (квартальное, месячное, суточное) планирование добычи полезного ископаемого, а также контроль за полнотой и качеством отработки запасов.

В связи с тем, *что месторождение изучено недостаточно, не проведены в процессе разведки тяжелые горные выработки (шурфы, разведочные штреки и расчески, не отобраны пробы с массива, нет данных по физ. мех свойствам)*, основными задачами эксплуатационной разведки являются уточнение контуров тел полезного ископаемого, их внутреннего строения и условий залегания, количества и качества запасов, геометризация технологических типов и сортов полезного ископаемого, а также уточнение горно-геологических и гидрогеологических условий его разработки.

Эксплуатационная разведка будет проводиться в пределах эксплуатационного горизонта, группы блоков, подготавливаемых к очистным работам. Результаты эксплуатационной разведки используются для уточнения схем и проектов подготовки и отработки тел полезного ископаемого, определения величины подготовительных и готовых к выемке запасов, определения величины плановых и учета фактических потерь и разубоживания полезного ископаемого, корректировки очистных работ, повседневного контроля полноты и качества отработки, учета добычи полезного ископаемого, а также оперативного подсчета запасов полезного ископаемого.

В результате уточнения данных эксплуатационной разведки могут оказаться иными *контуры тела полезного ископаемого, возрасти или уменьшиться значения среднего содержания полезного компонента, дифференцироваться по отдельным небольшим участкам качественные показатели полезного ископаемого, а также физико-механические свойства полезного ископаемого и вмещающих горных пород, притоки воды и другие данные месторождения.*

Для эксплуатационной разведки служат почти все без исключения подготовительные и очистные выработки.

Очистные выработки, вскрывающие и обнажающие большие участки тел полезных ископаемых, особенно их контакты с вмещающими горными породами, дают наиболее достоверные сведения о месторождении. В связи с этим в очистных выработках ведутся геологические наблюдения, осуществляется документация и опробование, если возможно проникнуть в отработанные пространства.

Густота разведочной сети при этом достигает наибольших значений. Полнота оконтуривания тела полезного ископаемого при эксплуатационной разведке является неременным условием и полноты отработки этого тела. Неправильное изображение контуров залежи ведет к оставлению в недрах и

безвозвратной потере части полезного ископаемого. Для этого необходимо своевременное опробование подготовительных и очистных выработок. При этом для ускорения процесса опробования целесообразно применять геофизические методы определения качества полезного ископаемого (радиометрию, магнитометрию, электрометрию, люминесценцию) и полуколичественные химические или спектрографические экспресс-анализы.

При эксплуатационной разведке требуется значительно больше всякого рода зарисовок и описаний по сравнению с таковыми до эксплуатации месторождения, так как число подземных горных выработок сильно возрастает и обнаруживаются многие детали строения месторождения, ранее скрытые от разведчика. Приемы и способы документирования подземных горных выработок и буровых скважин, проводимых на эксплуатационных участках с целью разведки и подготовки блоков для выемки полезного ископаемого, существенно не отличаются от тех, которые применялись на ранних стадиях разведки в подобных выработках.

Опробование в процессе эксплуатационной разведки становится работой, значительно большей по своему объему по сравнению с предшествующим периодом разведки, так как приходится отбирать множество проб различного назначения. Взятие проб в горных выработках, буровых скважинах на эксплуатационных участках, их обработка и испытания принципиально не отличаются от аналогичных операций до эксплуатации месторождения. Горные выработки опробуются бороздовым способом. Колонковые разведочные скважины подвергаются керновому опробованию. При этом отбираются рядовые и групповые (объединенные) пробы.

Рядовые геологические пробы (бороздовые, керновые и шламовые) анализируются на основные компоненты. Изучение попутных полезных компонентов и вредных примесей производится в групповых пробах, которые объединяют несколько однотипных рядовых проб и состояются из их дубликатов. Групповые пробы анализируются на полный химический состав. Все пробы отправляются на внутренний и внешний контроль (по 5 % от общего числа анализов).

Гидрогеологические и инженерно-геологические исследования в период эксплуатации месторождения подчинены идее наиболее детального выяснения обводненности на разных участках объекта, а также физико-механических свойств полезного ископаемого и вмещающих горных пород, которые имеют большое значение для решения задач эффективной отработки месторождения.

По целевому назначению эксплоразведка разделяется на опережающую и сопровождающую.

Опережающая разведка в подземном руднике должна обеспечить резерв подготовленных запасов в объеме не менее 1-1,5-годовой добычи. По времени она совмещается с проходкой подготовительных выработок.

Сопровождающая эксплуатационная разведка по времени совпадает с добычей и осуществляется для корректировки очистных работ, управления качеством и контроля за полнотой выемки полезного ископаемого, учета

фактических потерь и разубоживания руды. Основным видом сопровождающей эксплоразведки является опробование шлама технологических буровзрывных скважин. Для контроля полноты выемки запасов также систематически опробуют стенки очистных камер.

Плотность сети скважин эксплуатационной разведки первоначально определяется сгущением разведочной сети в 2-4 раза, что позволяет рекомендовать доведение сети скважин на стадии опережающей эксплуатационной разведки до $50 \times 10-12$ м, при сопровождающей эксплоразведке – сеть опробования $12,5 \times 12,5$ м.

Проектируемый подземный рудник характеризуется следующими показателями:

- проектная производительность рудника составляет – 1000 тыс. т руды в год;

- основные горизонты подземного рудника проходятся через 50 м.

Опережающая эксплуатационная разведка будет проводиться скважинами колонкового бурения из горно-капитальных горных выработок, а также проходкой горных выработок по рудному телу.

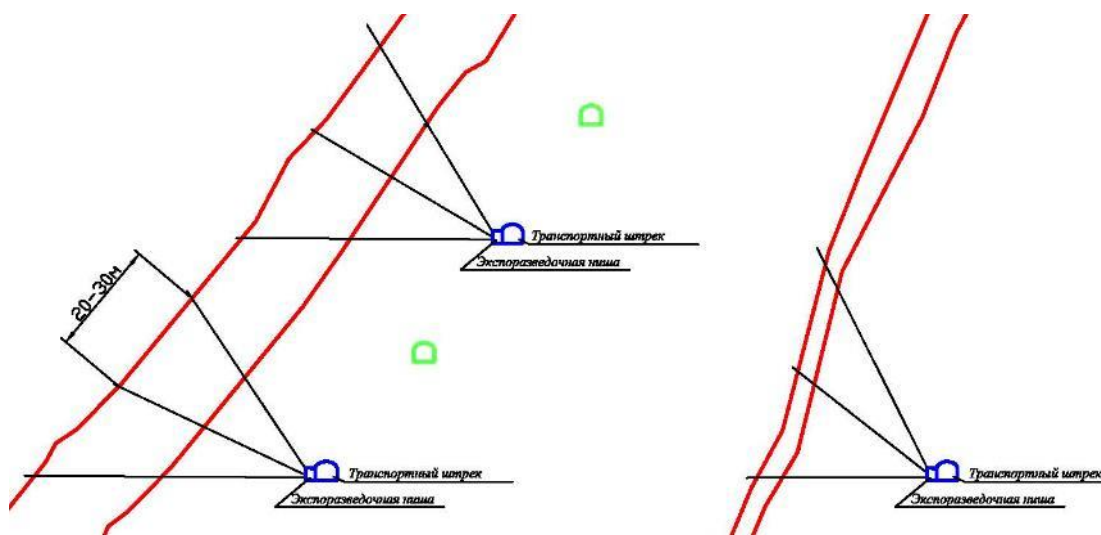


Рисунок 4.4.1 Типовая схема проведения эксплорационного бурения

При производительности 1000 тыс.т руды в год, плотности руды соответствующей $2,86 \text{ м}^3$ общий объем бурения составит более 20 000 пог.м. Средняя длина керновой пробы составит 1,0 м. Всего за период отработки будет отобрано $\approx 20\,000$ рядовых керновых проб, из них будет составлено ≈ 5000 групповых пробы, общее количество составит $\approx 21\,000$ проб (с учетом контроля), по 1 400 проб в год.

В горных выработках бурятся одиночные, различно ориентированные скважины, или веера.

Сеть скважин опережающей эксплоразведки между профилями и в профилях (с учетом выработок) 20×25 м. Глубина скважин ≈ 50 м. При

определении глубины проектируемых скважин учитывается их выход за предполагаемый контур рудного тела на 3 м.

Отбор групповых проб будет осуществляться путем составления навесок, взятых из дубликатов рядовых керновых проб пропорционально их длинам. В одну групповую пробу будет объединено 3-4 рядовые пробы одного и того же типа, и сорта руд и с примерно одинаковыми содержаниями основных элементов.

Годовой объем опережающего эксплоразведочного бурения в подземном руднике составит

$$\frac{1000000 \times 1,2}{2,86 \times (25 \times 12,5) \times 50} \approx 27 \text{ скважин по } 50 \text{ м, } \approx 1350 \text{ п.м в год}$$

1,2 –поправочный коэффициент на бурение по пустым породам

Бурение производится станком Atlas Copco Diames 232.

Сопровождающая эксплуатационная разведка будет производиться путем борздового опробования подготовительных горных выработок и вертикальных выработок.

Горные выработки опробуются вертикальной борздой на полную мощность рудного тела. Пробы отбираются по сортам, 1-метровыми секциями.

Количество борздовых проб, отобранных из подготовительных выработок, составит в год – 1000, групповых – 250. Всего будет отобрано ≈ 15000 борздовых проб и из них составлено ≈ 5000 групповых.

Вертикальные горные выработки, при стопроцентной проходке по руде, будут так же опробованы метровыми борздами через 50 м проходки по четырем стенам. Всего из вертикальных горных выработок будет отобрано в год ≈ 1350 проб, из них составлено ≈ 450 групповых проб.

Методика проектируемых эксплоразведочных работ будет совершенствоваться при добычных работах. Места заложения буровых вееров, количество скважин в них, их глубина и направление в проекте не конкретизируются; они определяются геологической службой рудника при составлении годовой программы развития горных работ.

4.5 Проходка горных выработок

4.5.1 Выбор сечений выработок

Основные размеры поперечного сечения горизонтальных и наклонных выработок определяются в зависимости от их назначения, принятого подвижного состава и минимально допустимых зазоров, регламентируемых «Правилами обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы» [3], условий вентиляции, а также в зависимости от типов крепи, которые выбираются с учетом горно-геологических условий и срока службы выработок. При этом необходимо учитывать «Руководство по применению типовых сечений

горных выработок для рудников цветной металлургии СССР» [39]. Выбранные таким образом размеры поперечного сечения выработок должны учитывать возможную максимальную величину осадки крепи за весь их срок службы.

Форму сечений капитальных, подготовительных и нарезных выработок следует принимать для условий месторождения «Аксоран» (исходя из устойчивости и структурных особенностей массива пород вокруг выработок и принятого типа крепи) сводчатую. Стены вертикальные, свод коробовый трехцентровый с отношением высоты свода к ширине выработки, равным 1/4 или 1/3.

Предельные допустимые смещения крепей приведены в таблице 4.5.1.1.

Предельные допустимые смещения крепей

Таблица 4.5.1.1

Наименование крепи	Предельные допустимые смещения крепи, мм
Монолитная бетонная и железобетонная	10÷20
Набрызг-бетонная	20
Штанговая (железобетонная, сталеполимерная)	30÷40
Набрызг-бетонная со штангами	50
Комбинированная из штанг, набрызг-бетона и сетки	150
Монолитная железобетонная с поясами податливости	50÷100
Деревянная рамная	150
Металлическая арочная податливая (трехзвенная)	300
Металлическая арочная податливая (пятизвенная)	500÷700

4.5.2 Технология проходки Наклонного транспортного съезда

Характеристика объекта строительства – Наклонный транспортный съезд:

Наклонный транспортный съезд предназначен для транспортировки руды и породы на поверхность, доставки грузов и персонала в шахту, выдачи исходящей струи воздуха

Координаты оси Транспортного съезда на поверхности:

X=85991,19

Y=102825,249

Z=451,615

Угол наклона Наклонного транспортного съезда 14,0°.

Для строительства Наклонного транспортного съезда предусматриваются следующие временные здания и сооружения:

- площадка укрытия техники;
- склад строительных материалов (спецпрофиль, арматура, цемент, сетка, распорная крепь, песок, щебенка и др.);
- склад противопожарных материалов;
- узел подготовки бетона и металлоконструкции.

Параметры сечения Наклонного транспортного съезда приведены на чертеже ПГР-37/20-ИКГр-ПР-Э (лист 15).

Основное оборудование при проходке НТС приведено в таблице 4.5.2.1

Основное оборудование при проходке НТС

Таблица 4.5.2.1

№№ п.п.	Наименование процессов	Применяемое оборудование
1	Выборка траншеи	Гидравлический экскаватор типа Hitachi ZX470LCH-5G
2	Бурение шпуров	буровая установка Epiroc Boomer S2 перфораторы ПП-63, ПТ-48
3	Уборка породы	ПДМ WJD-3B
4	Транспортирование породы до отвала	автосамосвал Epiroc MT 2200
5	Проветривание	ВМЭ-8
6	Водоотлив	H1B12/5-10/5

Наклонный транспортный съезд (НТС) на начальном этапе (порядка 300 пог.м) запроектирован в коре выветривания в интервале 0,0-45,0м, представленном в основном глинистыми отложениями различного цветового диапазона.

Коэффициент крепости по шкале профессора М.М. Протоdjяконова 2-5.

Так как НТС проходится с поверхности, его проходка начинается с проходки траншеи. Для уменьшения капитальных затрат на поддержание и крепление выездной траншеи принимается форма траншеи с естественными откосами.

Траншеи с естественными откосами применяют при наличии достаточно свободной территории. Крутизна откосов определяется физико-механическими свойствами грунтов и глубиной котлована.

В условиях месторождения вольфрамовых руд Аксоран на участках с повышенной и высокой трещиноватостью, процессам разупрочнения, применяются поддерживающиеся крепи. В основном это металлическая арочная крепь из спецпрофиля.

Настоящим Планом горных работ предлагается при прохождении данных участков со слабоустойчивыми породами во избежание вывалообразования и несчастного случая использование гидравлических экскаваторов с выемкой траншеи до коренных пород с углами естественного откоса 30-35°, установкой арочной крепи и последующей засыпкой траншеи.

Арки устанавливаются в оформленной согласно проекту траншее на лежни диаметром 160мм и соединяются между собой межрамными стяжками. Лежни оставляются в качестве усиленного опорного сопротивления. Арки собираются до груди забоя.

Дальнейшая проходка НТС производится с опережающим забой креплением «проколотами» и уходкой забоя за цикл не более 1,5м (см. рис.4.5.2.1).

проходов для людей, транспортные зазоры соответствовали проекту выработки.

В зависимости от устойчивости пород, арочную крепь с «проколотами» возможно использовать в качестве временной крепи. После усадки металлической арочной крепи закрепить участок монолитной бетонной крепью, используя арочную крепь в качестве армировки. Монолитную бетонную крепь возводить, проектной толщиной 350 мм, с применением противоморозных присадок при среднесуточной температуре ниже +10°C. Противоморозные присадки катализируют процесс схватывания смеси, снижают температуру замерзания воды.

Способ крепления корректировать в процессе усадки выработок и по мере изменения структуры и категории устойчивости пород.

Допустимое время обнажения горного массива и отставание постоянной крепи от забоя представлена в таблице 4.5.2.2

Для снижения трудоемкости возведения рамной крепи используют различные подъемные устройства, позволяющие поднимать в проектное положение, собранную на почве раму крепи или её верхняк.

Допустимое время обнажения горного массива и отставание постоянной крепи от забоя

Таблица 4.5.2.2

Категория устойчивости горного массива	Оценка степени устойчивости	Общая характеристика состояния пород	Допустимое время обнажения пород	Допустимое отставание постоянной крепи от забоя, м				
				Набрызг-бетонная крепь	Штанговая крепь	Металлическая арочная крепь	Монолитная бетонная	Железобетонная
I	Весьма устойчивые	Вывалы отсутствуют	Практически неограниченное	-	-	-	-	-
II	Устойчивые	Возможны отдельные незначительные отслоения	До 6 мес.	60	60	-	-	-
III	Средней устойчивости	Возможно образование вывалов, как правило, из кровли выработки	10-15 суток	10-30	Вслед за подвижением забоя	-	-	-
IV	Слабой устойчивости	Образование вывалов вскоре после обнажения пород, возможно образование вывалов в боках выработки	Не более суток	10	Вслед за подвижением забоя	Вслед за подвижением забоя	20-30	-
V	Неустойчивые	Обрушение пород вслед за обнажением	Крепление вслед за подвижением забоя, применение опережающей крепи	-	-	-	20-30	20-30

Расчет арочной податливой крепи

Выбор типа спецпрофиля и плотности рам металлической крепи производится по величине расчетной нагрузки. В таблице 4.5.2.3 представлена несущая способность рам крепи из спецпрофиля.

Несущая способность рам крепи из спецпрофиля

Таблица 4.5.2.3

№№ п.п.	Наименование показателя	Значение показателя для крепей сечением в свету до осадки, изготовленных из проката СВП					
		7.8-8.4; СВП17	9.0-9.8; СВП19	10.3-11.9; СВП22	12.4-14.4; СВП27	14.8-16.6; СВП33	17.2-19.8; СВП33
1	Ширина по низу, мм, не менее	3270	3570	4180	4750	5190	5430
2	Высота, мм, не менее	2800	3040	3130	3540	3620	4250
3	Конструктивная податливость, мм, не менее: вертикальная горизонтальная	300	300	300	350	400	450
		260	240	240	260	290	320
4	Несущая способность, кН/раму, не менее	300 (300*)	330 (360*)	330 (360*)	410 (450*)	510 (560*)	490 (540*)
5	Сопротивление, кН/раму, не менее	200 (240*)	230 (270*)	260 (270*)	290 (340*)	320 (420*)	320 (400*)
6	Нестабильность работы в податливом режиме, %, не более	±15 (±10*)	±15 (±10*)	±15 (±10*)	±15 (±10*)	±15 (±10*)	±15 (±10*)
* Для модернизированных крепей, выпускаемых с 1 января 2006 г.							

В качестве профиля принимается СВП-33. Размеры зоны возможного обрушения определяются по расчетной схеме М.М. Протоdjаконова, учитывающей возможность образования в боках выработки призм сползания. Высота свода обрушения в этом случае определяется по формуле:

$$b_1 = a_1 / (f \cdot k_c), \quad (1)$$

где a_1 - полупролет свода обрушения определяется по формуле:

$$a_1 = L/2 + h_p \cdot \operatorname{tg} (45^\circ - \varphi/2), \quad (2)$$

где h_p - расчетная высота стен выработки, $h_p = 1,7$ м;

L - расчетная ширина выработки в проходке, $L = 6,32$ м;

φ - угол внутреннего трения пород, $\varphi = 28^\circ$;

f - коэффициент крепости пород, $f = 3$;

k_c - коэффициент структурного ослабления $k_c = 0,3$.

$$a_1 = 6,32/2 + 1,7 \cdot \operatorname{tg}(45^\circ - 28^\circ/2) = 4,19 \text{ м.}$$

Отсюда:

$$b_1 = 4,19/(3,0 \cdot 0,3) = 4,66 \text{ м.}$$

Глубина зоны возможного обрушения:

$$l_b = b_1 - h_{\text{ср}}, \quad (3)$$

где $h_{\text{ср}} = 3,1$ м - высота подъёма свода выработки.

$$l_b = 4,66 - 3,1 = 1,56 \text{ м.}$$

Погонная нагрузка на крепь (на 1 метр длины выработки):

$$q = k_{\text{п}} \cdot 2 \cdot a_1 \cdot l_b \cdot \gamma / 2 \quad (4)$$

где $k_{\text{п}}$ - коэффициент перегрузки, $k_{\text{п}} = 1,5$;

γ - удельный вес пород, $\gamma = 2,93$ т/м³.

$$q = 1,5 \cdot 2 \cdot 4,19 \cdot 1,56 \cdot 2,93 / 2 = 28,73 \text{ т/м.}$$

Нагрузка на поддерживающую крепь СВП-33 на 1 п.м. кровли определяется по формуле:

$$P_1 = B \cdot \gamma \cdot [B/2 + h \cdot \operatorname{ctg}(45^\circ - \varphi/2)] \cdot K_{\text{обр}} \cdot K_3 / f, \text{ тс/м,} \quad (5)$$

где B - ширина выработки, $B = 6,05$ м;

h - высота выработки в середине пролета, $h = 4,8$ м;

$K_{\text{обр}}$ - коэффициент обрушения, $K_{\text{обр}} = 0,7$

K_3 - коэффициент запаса, для сильнотрепещиноватых $K_3 = 2,4$.

$$P_1 = 6,05 \cdot 2,93 \cdot [6,05/2 + 4,8 \cdot \operatorname{ctg}(45^\circ - 28^\circ/2)] \cdot 0,7 \cdot 2,4/3 = 109,3 \text{ тс/м}$$

Плотность установки рам крепи определяется по формуле:

$$n_1 = P_1 / P_{\text{нс}} = 109,3/49,0 = 2,37 \text{ шт/м} \approx 2,2 \text{ шт/м,} \quad (6)$$

где $P_{\text{нс}}$ - несущая способность, тс/раму

Шаг установки рам крепи определяется по формуле:

$$n = P_{\text{нс}} / P_1 = 49,0/109,3 = 0,45 \text{ м/шт,} \quad (7)$$

В качестве межрамных ограждений могут приниматься железобетонные затяжки конструкции ДонУГИ, имеющие предельную несущую способность выше 6 т/м².

Сечение наклонного транспортного съезда с металлической арочной крепью из профиля СВП-33 представлена на Рис. 4.5.2.2

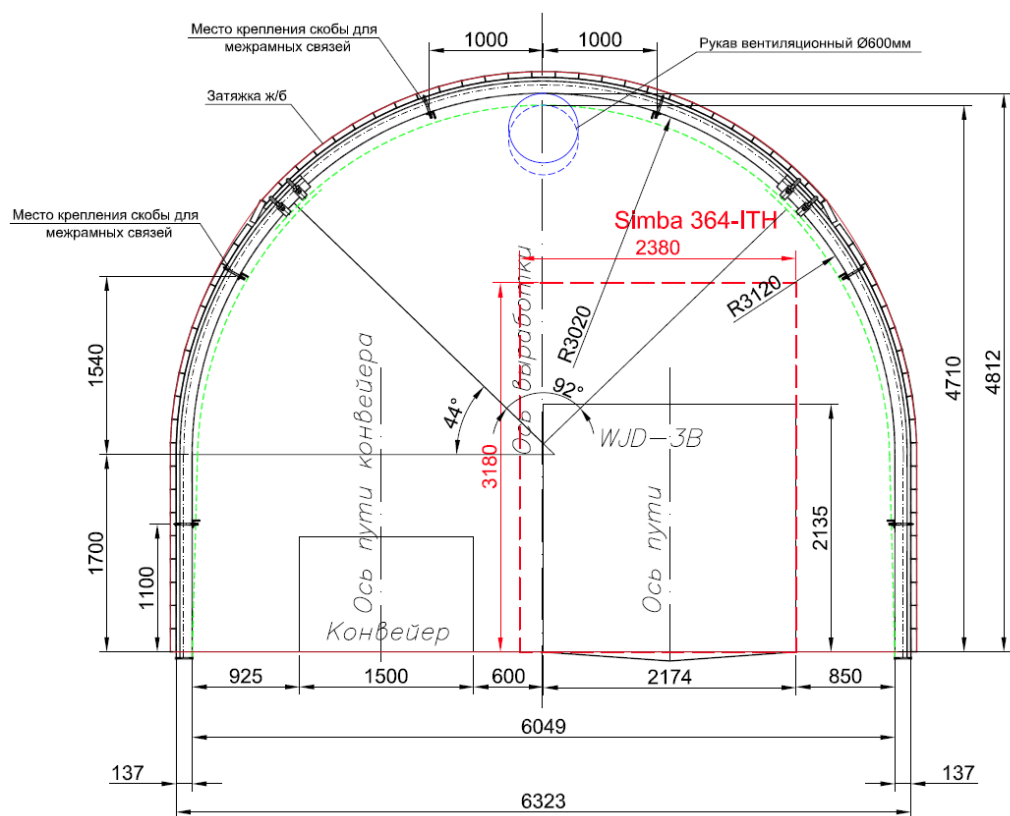
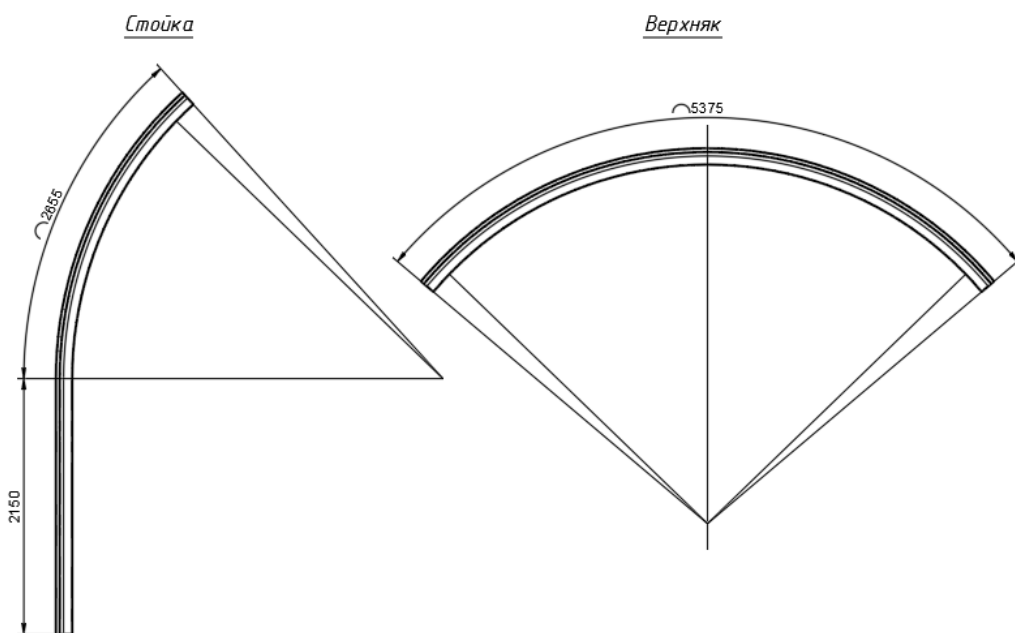


Рисунок 4.5.2.2 Сечение наклонного транспортного съезда с металлической арочной крепью из профиля СВП-33



Расход металла на 1 раму крепи без крепежных деталей

№, № п/п	Наименование	Кол-во, штук	Длина, мм	Масса, кг		Материал	Примечания
				1 шт.	общая		
1	Верхняя	1	5375	179.5	179.5		
2	Стойка левая	1	4805	160.4	160.4		
3	Стойка правая	1	4805	160.4	160.4		
4	Опорная плита	2	-	2.06	4.1	Лист Б-ПН-НО-10 ГОСТ 19903-74	
Общая масса рамы					504.4		

Рис. 4.5.2.3 Сегменты арочной крепи из СВП-33 на одну раму

Организация проходки горных выработок

Для выполнения проходческих работ необходимо выполнить следующие подготовительные работы:

- обеспечить рабочие места сжатым воздухом, водой, электроэнергией, вентиляцией;
- подготовить к работе все необходимое оборудование;
- подготовить необходимую техническую документацию.

Проходческие работы осуществляются на основе цикличной организации работ.

Способ проходки выработок – буровзрывной, по паспортам, утверждаемым техническим директором предприятия, осуществляющего горные работы. Паспорт БВР составляется на каждую находящуюся в проходке выработку.

Цикл проходческих работ включает совокупность всех процессов и операций, выполняемых в определенном порядке в заданный промежуток времени, обеспечивающим подвигание забоя выработки на расчетную величину.

Проходческий цикл работ включает в себя следующие основные операции:

- бурение шпуров;
- зарядание;
- взрывание комплекта шпуров с применением взрывчатых материалов;
- проветривание;
- приведение забоя в безопасное состояние (оборка «заколов», смыв пыли с поверхности выработки);
- уборка (погрузка) горной массы;
- крепление;
- наращивание коммуникаций.

На проходке НТС используется комплекс самоходного оборудования: для бурения шпуров – буровая установка Epiroc Boomer S2; для доставки отбитой горной массы – ковшевая погрузочно-доставочная машина WJD-3B.

При проходке горных выработок, где невозможно или нецелесообразно применение самоходной техники, применяют переносное оборудование: для бурения шпуров – ручными и телескопическими бурильными машинами различных типов (марок) в основном ПП-63, ПТ-48, с набором бурового оборудования; для уборки горной массы скреперные лебедки различных типоразмеров.

4.5.2.1 Расчет производительности технологического оборудования

Буровзрывные работы

Параметры БВР при проходке горизонтальных выработок

Бурение и взрывание шпуров выполняется строго по типовым паспортам БВР.

Паспорт БВР – это инструктивная карта, регламентирующая порядок ведения буровзрывных работ. В паспорте БВР отражаются следующие данные:

- параметры забоя;
- глубина, диаметр и количество шпуров, объем бурения (общий и удельный);
- объем отбиваемой руды и выход с 1 п.м шпура;
- удельный и общий расход ВВ на забой;
- тип применяемого взрывчатого вещества (ВВ) и средств инициирования (СИ) зарядов.

Исходные данные:

- крепость пород;
- принятая глубина шпуров, м;
- диаметр шпуров, мм;
- применяемое ВВ – аммонит 6ЖВ, патронированный; аммонал 200, патронированный; гранулит А-6;
- средства инициирования – детонирующий шпур ДШ, СИНВ-Ш, электродетонаторы ЭДЗН;
- порядок инициирования – обратный;
- вруб – призматический;
- пневмозарядка.

Расчет ВВ на проектную величину подвигания забоя на цикл определять по формуле:

$$Q = q * V = q * S_{\text{пр}} * b_{\text{шп}} * \eta, \text{ кг} \quad (1)$$

где $S_{\text{пр}}$ – поперечное сечение выработки в проходке, м²;

$b_{\text{шп}}$ – глубина шпуров, м;

η – коэффициент использования шпура;

q – удельный расход ВВ, определяемый по формуле Н.М.Покровского:

$$q = q_1 * K_{\text{зп}} * K_{\text{сп}} * e, \text{ кг/м}^3 \quad (2)$$

где q_1 – удельный заряд условного ВВ, кг/м³, (ВНТП 37-86, таблица 27);

$K_{\text{сп}}$ – коэффициент структуры породы;

e_1 – коэффициент относительной работоспособности ВВ;

$K_{\text{зп}}$ – коэффициент зажима пород при одной открытой поверхности (плоскости), определим по формуле П.Я. Таранова:

$$K_{\text{зп}} = \frac{3 b_{\text{шп}}}{\sqrt{S_{\text{пр}}}} \quad (3)$$

Массу шпурового заряда:

$$q_3 = j * b_{\text{шп}} * a, \text{ кг} \quad (4)$$

где j – весовое количество ВВ, приходящееся на единицу длины шпура, кг/м³;

$b_{\text{шп}}$ – длина шпура;

a – коэффициент заполнения шпура, применять равным 0,70-0,85 в зависимости от крепости горных пород.

Число шпуров на забой определять по формуле В.И. Богомолова:

$$N = 2,3S \sqrt{\frac{f}{S}}, \text{ шт} \quad (5)$$

Определим линию наименьшего сопротивления (далее ЛНС):

$$W = \sqrt{\frac{q_m}{qt}}, \text{ м}, \quad (6)$$

где m – коэффициент сближения зарядов, зависящий от крепости пород,

принимая, $m = 0,8 \div 2,0$;

q_m – вместимость одного шпура, (1,59 – 1,75) кг/м³.

Фактическое количество шпуров определяется графоаналитическим методом в зависимости от сечения выработки и ЛНС.

Параметры БВР для сечения наклонного транспортного съезда приведены на Рис. 4.5.2.1.1

Сечение наклонного транспортного съезда
сечением $S = 27,5 \text{ м}^3$

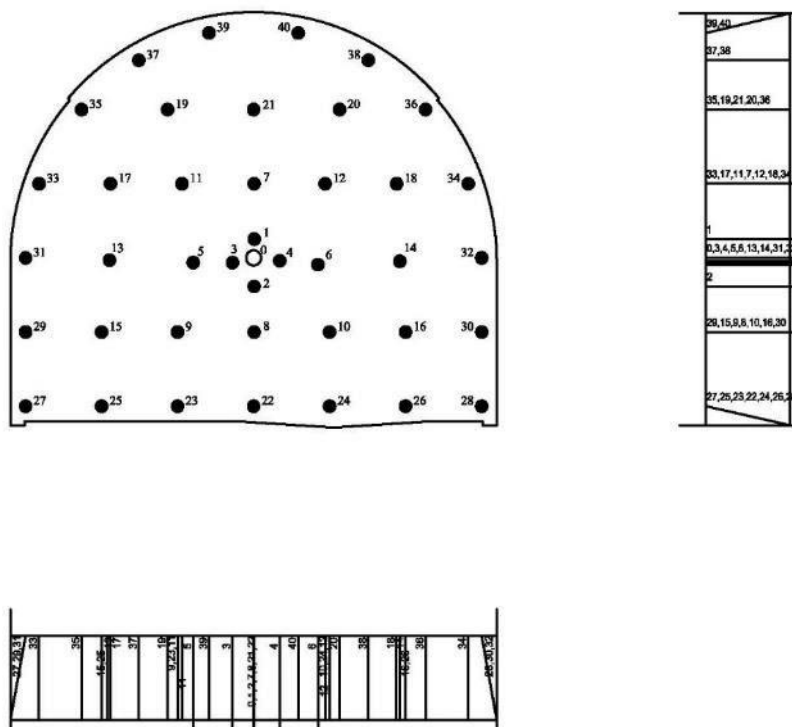


Рисунок 4.5.2.1.1 Параметры БВР

Расчет параметров БВР горно-капитальных выработок

Таблица 4.5.2.1.1

№№ п.п.	Наименование показателей	Обозначение	Ед. изм	Значения	
1	Коэффициент крепости пород	f	-	2-6	10-15
2	Поперечное сечение выработки в проходке	S_{np}	м^2	27,5	22,3
3	Принятая глубина шпуров	$b_{шп}$	м	1,7	4,0
4	Диаметр шпуров	$l_{шп}$	мм	43	43
5	Применяемое ВВ	-	-	гранулит А6	
6	Удельный расход ВВ	q	кг/м^3	1,11	3,77
7	КИШ	η	-	1,0	0,9
8	Удельный заряд условного ВВ	g_l	кг/м^3	0,6	1,2
9	Коэффициент структуры породы	$K_{сп}$	-	2,0	1,3
10	Коэффициент зажима пород при одной открытой поверхности (плоскости)	$K_{зп}$	-	0,97	2,54
11	Коэффициент относительной работоспособности ВВ	e_1	-	0,95	0,95

12	Кол-во ВВ на уходку за цикл	Q	кг	51,8	302,3
13	Весовое количество ВВ, приходящееся на единицу длины шпура	j	кг/м ³	1,51	1,94
14	Коэффициент заполнения шпура	a	-	0,7	0,85
15	Масса шпурового заряда	q_3	кг	1,8	6,6
16	Число шпуров на забой	N	шт.	30	42
17	Коэффициент сближения зарядов, зависящий от крепости пород	m	-	2,0	1,4
18	ЛНС (W)	W	м	0,9	0,6

Определим величину зарядов ВВ для НТС в рыхлых породах, учитывая коэффициент заполнения шпуров:

- для врубовых шпуров: $Q_{вр.} = (1,1-1,2) \times q_3 = 1,15 \times 1,8 = 2,07$ кг

- для отбойных и оконтуривающих шпуров:

$$Q_{отб. ок.} = (0,9-0,95) \times q_3 = 0,925 \times 1,8 = 1,66 \text{ кг}$$

Определяем общее количество ВВ на взрывааемый забой НТС:

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

$$Q_{ВВ} = (8 \times 2,07) + (13 \times 1,66) + (19 \times 1,66) = 70,0 \text{ кг/цикл},$$

где $N_{вр.}$ – количество врубовых шпуров, $N_{вр.} = 8$;

$N_{отб.}$ – количество отбойных шпуров, $N_{отб.} = 13$ шт;

$N_{ок.}$ – количество оконтуривающих шпуров, $N_{ок.} = 19$ шт.

Параметры БВР разработаны в соответствии с «Правилами обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов» и представлены в таблице 3.

Расчетные параметры БВР определяются окончательно опытными взрывами.

С целью снижения сейсмического воздействия взрывов на законтурное пространство выработки, в паспортах БВР предусмотрено контурное взрывание, т.е. заряжание контурных шпуров производится рассредоточенными зарядами (с использованием фальшпатронов).

Сводная таблица расчета БВР

Таблица 4.5.2.1.2

№№ п.п.	Наименование шпуров	Количество шпуров на забой, шт.	Диаметр шпуров, мм	Глубина одного шпура, м	Общая глубина шпуров, шпм	Вес заряда при зарядке, кг		Ср. величина заряда в шпуре, кг
						Аммонит №6 ЖВ	Гранулит А-6	
При S=27,5 м ² (наклонный транспортный съезд)								
1	Врубовые, "0" шт.	1.0	43.0	1.90	1.90			
2	Врубовые, шт.	8.0	43.0	1.90	15.20	2.0	16.6	2.3
3	Отбойные, шт.	13.0	43.0	1.70	22.10	3.3	21.6	1.9
4	Оконтуривающие боковые, шт.	6.0	43.0	1.70	10.20	1.5	10.0	1.9
5	Оконтуривающие по кровле, шт.	6.0	43.0	1.70	10.20	1.5	10.0	1.9
6	Оконтуривающие по почве, шт.	7.0	43.0	1.70	11.90	1.8	11.8	1.9
7	Всего на забой	41.0			71.50	10.1	70.0	
8	Удельный расход ВВ, кг/м ³							1,94

Продолжительность буровзрывных работ

а) Продолжительность работ при бурении шпуров:

$$T_6 = \frac{N}{(a_{б.м} \cdot M_{б.м})} \cdot \left(\frac{l_{шп}}{v_{ср.тех}} + t_{б.всп} \right) \quad (1)$$

где N – число шпуров, штук;

$a_{б.м}$ – коэффициент одновременной работы бурильных машин;

$M_{б.м}$ – число одновременно работающих бурильных машин, шт;

$l_{шп}$ – средняя глубина шпуров, м;

$v_{ср.тех}$ – средняя техническая скорость бурения, м/мин;

$t_{б.всп}$ – средняя продолжительность вспомогательных операций при бурении одного шпура, мин.

Средняя техническая скорость бурения:

$$v_{ср.тех} = v_{0.тех} \cdot K_{б.ср} \quad (2)$$

где $v_{0.тех}$ – начальная техническая скорость бурения, м/мин;

$K_{б.ср}$ – коэффициент средней скорости бурения шпуров.

$$\text{для } S = 27,5 \text{ м}^2 \quad v_{ср.тех} = 1,3 \cdot 0,95 = 1,24$$

$$\text{для } S = 22,3 \text{ м}^2 \quad v_{ср.тех} = 2,0 \cdot 0,95 = 1,90$$

$$\text{для } S = 30,2 \text{ м}^2 \quad T_6 = \frac{41}{(0,85 \cdot 3)} \cdot \left(\frac{1,7}{1,24} + 2,5 \right) = 62,3$$

$$\text{для } S = 25,7 \text{ м}^2 \quad T_6 = \frac{42}{(0,85 \cdot 2)} \cdot \left(\frac{4}{1,9} + 2,5 \right) = 113,8$$

Результаты расчета приведены в таблице 4.5.2.1.3.

Результаты расчета продолжительности работ при бурении шпуров

Таблица 4.5.2.1.3

№№ п/п	Наименование показателей	Ед. изм	Показатели	
			Рыхлые $S=27,5 \text{ м}^2$	Коренные $S=22,3 \text{ м}^2$
1	Коэффициент одновременной работы бурильных машин	-	0,85	0,85
2	Число одновременно работающих бурильных машин	шт	3	2
3	Средняя продолжительность вспомогательных операций при бурении одного шпура	мин	2,5	2,5
4	Начальная техническая скорость бурения	м/мин	1,3	2,0
5	Коэф. средней скорости бурения шпуров	-	0,95	0,95
6	Средняя техническая скорость бурения	м	1,24	1,9
7	Средняя глубина шпуров	м	1,7	4,0
8	Число шпуров	шт	41	42
9	Продолжительность работ при бурении шпуров	мин час	62,3 1,0	113,8 1,9

б) Продолжительность заряжания и взрывания шпуров:

$$T_z = \frac{N \cdot \tau_{зар}}{(a_{зар} \cdot M_{зар})} \quad (3)$$

где N – число шпуров, штук;

$\tau_{зар}$ – продолжительность заряжания одного шпура, включая монтаж электросети и ее проводку, мин;

$a_{зар}$ – коэффициент, учитывающий сокращение числа проходчиков на зарядании при монтаже электросети, $a_{зар}=0,75-0,8$;

$M_{зар}$ – число проходчиков, участвующих в зарядании, чел;

$$\tau_{зар} = 4 + 1,1 \cdot l_{шп} \quad (4)$$

где: $l_{шп}$ – средняя глубина шпуров, м;

$$\text{для } S = 27,5 \text{ м}^2 \quad \tau_{зар} = 4 + 1,1 \cdot 1,7 = 5,9$$

$$\text{для } S = 22,3 \text{ м}^2 \quad \tau_{зар} = 4 + 1,1 \cdot 4,0 = 8,4$$

$$\text{для } S = 27,5 \text{ м}^2 \quad T_z = \frac{40 \cdot 5,9}{(0,8 \cdot 5)} = 59$$

$$\text{для } S = 22,3 \text{ м}^2 \quad T_z = \frac{38 \cdot 8,4}{(0,8 \cdot 5)} = 79,8$$

Результаты расчета приведены в таблице 4.5.2.1.4.

Результаты расчета продолжительности работ при зарядании и взрывании шпуров

Таблица 4.5.2.1.4

№№ п/п	Наименование показателей	Ед. изм	Показатели	
			Рыхлые $S=27,5 \text{ м}^2$	Коренные $S=22,3 \text{ м}^2$
1	Число взрывников	чел.	5	5
2	Средняя глубина шпуров	м	1,70	4,0
3	Продолжительность заряжания одного шпура	мин	5,9	8,4
4	Общее число шпуров	шт	41	42
5	Число заряжаемых шпуров	шт	40	38
6	Продолжительность работ при зарядании шпуров	мин	59,0	79,8
		час	1,0	1,3

в) Полная продолжительность буровзрывных работ, с учетом подготовительно-заключительных операций:

$$T_{бвр} = T_6 + T_z + T_{п.з} \quad (5)$$

где $T_{п.з}$ – суммарные затраты времени на все подготовительно-заключительные операции;

$$T_{п.з} = T_{пз}^{БУ} + T_{обсл}^{БУ} + T_{лн} + T_{тп}^{БУ} \quad (6)$$

где $T_{пз}^{БУ}$ - затраты времени на подготовительно-заключительные операции, мин;

$T_{обсл}^{БУ}$ - затраты времени на ежесменное обслуживание бурильной установки, мин;

$T_{лн}$ - затраты времени на личные потребности, мин;

$T_{тп}^{БУ}$ - затраты времени на технологические перерывы в течение смены, мин.

$$T_{тп}^{БУ} = 0,12 \frac{L_{отг}^{БУ}}{V_{тр}^{БУ}} + T_{нп}^{БУ} \quad (7)$$

где $L_{отг}^{БУ}$ - средняя длина переезда в рабочий забой и отгона бурильной установки после бурения, м;

$V_{тр}^{БУ}$ - средняя транспортная скорость бурильной установки, 5 км/час;

$T_{нп}^{БУ}$ - среднее время на непредвиденные простои бурильной установки, мин;

$$\text{для } S = 27,5 \text{ м}^2 \quad T_{тп}^{БУ} = 0,12 \frac{0}{0} + 15 = 15$$

$$T_{п.з} = 20 + 15 + 15 + 15 = 65$$

$$\text{для } S = 22,3 \text{ м}^2 \quad T_{тп}^{БУ} = 0,12 \frac{50}{5} + 15 = 16,2$$

$$T_{п.з} = 20 + 30 + 15 + 16,2 = 81,2$$

Результаты расчета суммарных затрат времени на все подготовительно-заключительные операции приведены в таблице 4.5.2.1.5.

Продолжительность подготовительно-заключительных операций

Таблица 4.5.2.1.5

№№ п/п	Наименование показателей	Ед. изм	Показатели	
			Рыхлые $S=27.5 \text{ м}^2$	Коренные $S=22,3 \text{ м}^2$
1	Затраты времени на подготовительно-заключительные операции	мин	20	20
2	Затраты времени на ежесменное обслуживание бурильной установки	мин	15	30
3	Затраты времени на личные потребности	мин	15	15
4	Средняя длина переезда в рабочий забой и отгона бурильной установки после бурения	м	-	50
5	Средняя транспортная скорость бурильной установки	км/час	-	5,0
6	Среднее время на непредвиденные простои бурильной установки	мин	15	15
7	Затраты времени на технологические перерывы	мин	15,0	16,2
8	Суммарные затраты времени на все подготовительно-заключительные операции	мин час	65,0 1,1	81,2 1,4

Полная продолжительности буровзрывных работ составит:

$$\text{для } S = 27,5\text{ м}^2 \quad T_{\text{бвр}} = 62,3 + 58,7 + 65 = 186$$

$$\text{для } S = 22,3\text{ м}^2 \quad T_{\text{бвр}} = 113,8 + 79,8 + 81,2 = 274,8$$

Результаты расчета полной продолжительности буровзрывных работ, с учетом подготовительно-заключительных операций приведены в таблице 4.5.2.1.6.

Результаты расчета полной продолжительности буровзрывных работ, с учетом подготовительно-заключительных операций

Таблица 4.5.2.1.6

№№ п/п	Наименование показателей	Ед. изм	Показатели	
			Рыхлые $S=27,5 \text{ м}^2$	Коренные $S=22,3 \text{ м}^2$
1	Продолжительность работ при бурении шпуров	мин	62,3	113,8
2	Продолжительность заряжания и взрывания шпуров	мин	58,7	79,8
3	Продолжительность подготовительно-заключительных операций	мин	65	81,2
4	Полная продолжительность буровзрывных работ	мин час	186 3,1	274,8 4,6

Продолжительность погрузочных работ

а) Продолжительность работ при погрузке и доставке от забоя к перегрузке:

$$T_{\text{п}} = \frac{V_{\text{рах}}}{A_{\text{тп}}^{\text{пдм}}} \quad (1)$$

где $V_{\text{рах}}$ – объем отбитой горной массы в разрыхленном состоянии за цикл, м^3 .

$$V_{\text{рах}} = V_{\text{зах}} * k_{\text{разр}} \quad (2)$$

где $k_{\text{разр}}$ – коэффициент разрыхления породы;

$V_{\text{зах}}$ – объем отбитой горной массы за цикл, м^3

$$V_{\text{зах}} = L_{\text{зах}} * S_{\text{пр}} \quad (3)$$

где $S_{\text{пр}}$ – площадь поперечного сечения НТС, м^2 ;

$L_{\text{зах}}$ – уходка забоя за цикл, м

$$L_{\text{зах}} = l_{\text{шп}} * r \quad (4)$$

где $r = 0,9$ – коэффициент использования шпуров;

$l_{\text{шп}}$ – глубина шпура основного комплекта, м.

$A_{\text{тп}}^{\text{ПДМ}}$ – техническая производительность ПДМ, м³/час.

Техническая производительность ПДМ на отгрузке рассчитана по методике О.А. Байконурова «Комплексная механизация подземной разработки руд» [101] и технических характеристик WJD-3В.

для $S = 27,5\text{м}^2$ $A_{\text{тп}}^{\text{ПДМ}} = 44,1\text{м}^3/\text{ч};$

для $S = 22,3\text{м}^2$ $A_{\text{тп}}^{\text{ПДМ}} = 40,9\text{м}^3/\text{ч};$

Уходка забоя за цикл:

для $S = 27,5\text{м}^2$ $L_{\text{зах}} = 1,7 * 0,9 = 1,5$

для $S = 22,3\text{м}^2$ $L_{\text{зах}} = 4 * 0,9 = 3,6$

Объем отбитой горной массы за цикл:

для $S = 27,5\text{м}^2$ $V_{\text{зах}} = 1,5 * 27,5 = 41,25$

для $S = 22,3\text{м}^2$ $V_{\text{зах}} = 3,6 * 22,3 = 80,28$

Объем отбитой горной массы в разрыхленном состоянии за цикл:

для $S = 27,5\text{м}^2$ $V_{\text{рах}} = 41,25 * 1,4 = 57,75$

для $S = 22,3\text{м}^2$ $V_{\text{рах}} = 80,28 * 1,5 = 120,42$

Продолжительность работ:

для $S = 27,5\text{м}^2$ $T_{\text{п}} = \frac{57,75}{44,1} = 1,31\text{ч} = 78,6\text{мин}$

для $S = 22,3\text{м}^2$ $T_{\text{п}} = \frac{120,42}{40,9} = 2,94\text{ч} = 176,4\text{мин}$

Результаты расчета приведены в таблице 4.5.2.1.7.

Результаты расчета продолжительности работ при погрузке

Таблица 4.5.2.1.7

№№ п/п	Наименование показателей	Ед. изм	Показатели	
			Рыхлые S=27,5 м ²	Коренные S=22,3 м ²
1	Емкость ковша ПДМ	м ³	3,0	3,0
2	Грузоподъемность ПДМ	т	6,5	6,5
3	Коэффициент разрыхления горной массы	-	1,4	1,5
4	Коэффициент заполнения ковша	-	1,0	0,95
5	Плотность горной массы (в массиве)	т/м ³	2,71	2,86
6	Затраты времени на загрузку ковша	м	0,5	0,5
7	Затраты времени на разгрузку ковша	м	0,3	0,3
8	Затраты времени на вспомогательные операции	мин	0,7	0,7
9	Расстояние доставки от забоя до места перегрузки	м	50,0	50,0
10	Средняя скорость движения груженой и порожней ПДМ	км/час	5,3	5,3
11	Техническая производительность ПДМ	м ³ /час	44,1	40,9
12	Площадь поперечного сечения НТС	м ²	27,5	22,3
13	Уходка забоя за цикл	м	1,5	3,6
14	Объем отбиваемой горной массы	м ³	41,25	80,28
15	Объем отбитой горной массы в разрыхленном состоянии за цикл	м ³	57,75	120,42
16	Продолжительность работ при погрузке	мин час	78,6 1,31	176,4 2,94

б) Полная продолжительность работ при погрузке и доставке от забоя к перегрузке, с учетом подготовительно-заключительных операций:

$$T_{\text{погр}} = T_{\text{п}} + T_{\text{п.з.погр}} \quad (5)$$

где $T_{\text{п.з.погр}}$ – суммарные затраты времени на все подготовительно-заключительные операции;

$$T_{\text{п.з.погр}} = T_{\text{пз}}^{\text{п}} + T_{\text{обсл}}^{\text{п}} + T_{\text{лн}} + T_{\text{тп}}^{\text{п}} \quad (6)$$

где $T_{\text{пз}}^{\text{п}}$ – затраты времени на подготовительно-заключительные операции, мин;

$T_{\text{обсл}}^{\text{п}}$ – затраты времени на ежесменное обслуживание ПДМ, мин;

$T_{\text{лн}}$ – затраты времени на личные потребности, мин;

$T_{\text{тп}}^{\text{п}}$ – затраты времени на технологические перерывы в течение смены, мин.

$$T_{\text{тп}}^{\text{п}} = 0,12 \frac{L_{\text{отг}}^{\text{п}}}{V_{\text{тр}}^{\text{п}}} + T_{\text{нп}}^{\text{п}} \quad (7)$$

где $L_{\text{отг}}^{\text{п}}$ – средняя длина переезда в рабочий забой и отгона ПДМ после погрузки, м;

$V_{\text{тр}}^{\text{п}}$ – средняя транспортная скорость ПДМ, км/час;

$T_{\text{нп}}^{\text{п}}$ – среднее время на непредвиденные простои ПДМ, мин;

$$\text{для } S = 27,5 \text{ м}^2 \quad T_{\text{тп}}^{\text{п}} = 0,12 \frac{200}{5,4} + 15 = 19,4$$

$$\text{для } S = 22,3\text{м}^2 \quad T_{\text{тп}}^{\text{п}} = 0,12 \frac{400}{5,4} + 15 = 23,9$$

Суммарные затраты времени на все подготовительно-заключительные операции:

$$\text{для } S = 30,2\text{м}^2 \quad T_{\text{п.з.погр}} = 15 + 20 + 15 + 19,4 = 69,4$$

$$\text{для } S = 25,7\text{м}^2 \quad T_{\text{п.з.погр}} = 15 + 20 + 15 + 23,9 = 73,9$$

Результаты расчета суммарных затрат времени на все подготовительно-заключительные операции приведены в таблице 4.5.2.1.8.

Продолжительность подготовительно-заключительных операций

Таблица 4.5.2.1.8

№№ п/п	Наименование показателей	Ед. изм	Показатели	
			Рыхлые S=27,5 м ²	Коренные S=22,3м ²
1	Затраты времени на подготовительно-заключительные операции	мин	15	15
2	Затраты времени на ежесменное обслуживание ПДМ	мин	20	20
3	Затраты времени на личные потребности	мин	15	15
4	Средняя длина переезда в рабочий забой и отгона ПДМ после погрузки	м	200	400
5	Средняя транспортная скорость ПДМ	км/час	5,4	5,4
6	Среднее время на непредвиденные простои ПДМ	мин	15	15
7	Затраты времени на технологические перерывы	мин	19,4	23,9
8	Суммарные затраты времени на все подготовительно-заключительные операции	мин час	69,4 1,2	73,9 1,2

Полная продолжительность работ при погрузке:

$$\text{для } S = 27,5\text{м}^2 \quad T_{\text{погр}} = 78,6 + 69,4 = 148$$

$$\text{для } S = 22,3\text{м}^2 \quad T_{\text{погр}} = 176,4 + 73,9 = 250,3$$

Результаты расчета полной продолжительности работ при погрузке, с учетом подготовительно-заключительных операций приведены в таблице 4.5.2.1.9.

**Результаты расчета полной продолжительности работ при погрузке, с учетом
подготовительно-заключительных операций**

Таблица 4.5.2.1.9

№№ п/п	Наименование показателей	Ед. изм	Показатели	
			Рыхлые S=27,5 м ²	Коренные S=22,3м ²
1	Продолжительность работ при погрузке	мин	78,6	176,4
2	Продолжительность подготовительно-заключительных операций	мин	69,4	73,9
3	Полная продолжительность работ при погрузке	мин час	148 2,46	250,3 4,17

4.5.2.2 Крепление и организация монтажа сборных конструкций крепи

Методы и правила монтажа отдельных видов сборной крепи определяются их конструктивными особенностями и условиями применения.

При возведении рамной крепи рабочее место, чтобы не было непроизводительных затрат времени, должно быть обеспечено крепежными материалами в объеме не менее суточного их расхода, а также необходимым оборудованием, инструментом и приспособлениями. Для обеспечения нормальной работоспособности крепыльщиков рабочее место должно проветриваться и иметь освещение, т.е. отвечать всем санитарно-гигиеническим нормам. Время регламентированных перерывов, особенно при выполнении работ, требующих большой физической нагрузки, должно распределяться так, чтобы после 30 мин физического труда делался перерыв на 5-6 мин. Норматив времени на отдых при креплении выработки арочной трехзвенной крепью составляет 15% от оперативного времени.

Общие положения по организации возведения рамной крепи в наклонной выработке сводятся к следующему. Перед установкой крепи в выработке необходимо произвести осмотр и обезопасивание забоя, затем подготавливают инструмент и зачищают рабочие места.

Нормативы времени на подготовительно-заключительные операции на смену при креплении металлической крепью вручную – 16,4 мин, механизировано – 26,2 мин.

Возведение податливой арочной металлической крепи производят в следующей последовательности. Вначале в лунки устанавливают стойки крепи и скрепляют их межрамными стяжками с предыдущей аркой, а затем, с использованием ножничного подъемника (или подмостей), поднимают верхняк и укладывают его в нахлестку на стойки. Установку верхняка производят не менее 3 рабочих. Установку верхняков возможно производить с применением грузоподъемных механизмов. К простейшим устройствам для возведения крепи относят также монтажную стрелу (рис. Рис. 4.5.2.2.1), которая применяется для подъема верхняков рамных крепей из спецпрофиля, верхних элементов арочных и кольцевых податливых крепей, и подхватов анкерных

крепей. Стрела состоит из узла захвата 1, двух щек 2, опорного блока 3 и направляющих роликов 5. Стрела закрепляется на верхних элементах (верхняках) рам (арочных, кольцевых) при помощи захвата. Подъемный канат 4 поддерживается направляющими роликами и огибает опорный блок. При этом один конец каната прикрепляют к погрузочной машине (или к другому проходческому оборудованию), а другой с помощью зажимного устройства - к элементу крепи (верхняк, сегмент), который затем поднимают при движении погрузочной машины или комбайна.

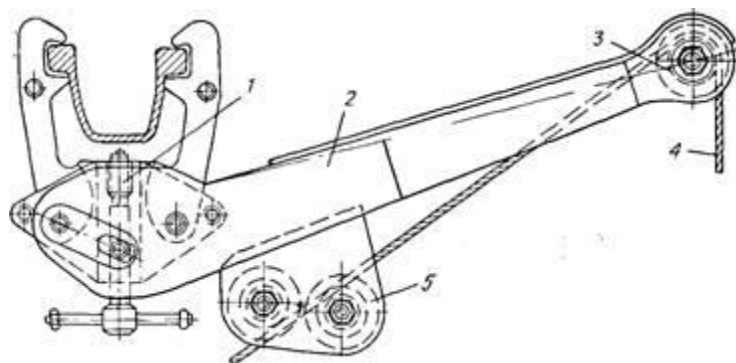


Рис. 4.5.2.2.1 Монтажная стрела

После этого верхняк скрепляют со стойками с помощью скоб, планок, гаек, клиньев и пр. Величина нахлестки верхняка со стойками должна составлять 400 мм. Расстояние между скобами типового узла податливости должно быть равным 200 мм, а от концов соединения – 100 мм. Затяжка гаек и забивка клина в податливых узлах производится с таким усилием, чтобы обеспечить сопротивление крепи до начала срабатывания узлов, равное 80% от ее несущей способности. Правильность установки арки проверяют по отвесам, после чего верхняк соединяют межрамной стяжкой с соседней аркой, по периметру устанавливают затяжки. Затяжку следует укладывать с зазорами, чтобы отдельные элементы не мешали проскальзыванию узлов податливости при оседании крепи.

Нормативы на затяжку приведены в таблице 4.5.2.2.1.

При частичном затягивании боков и кровли деревянными затяжками данные нормативы следует корректировать в зависимости от отношения затягиваемой поверхности выработки и общей площади: до 25% – $k=1,2$; от 26 до 50 – $k=1,1$; от 51 до 75 – $k=1,05$. При креплении выработок сплошной железобетонной затяжкой поправочный коэффициент составляет $k=0,95$, металлической сеткой (рулонным стеклопластиком) – $k=1,05$.

**Нормативы затрат труда на выравнивание боков и кровли выработки при
возведении рамной крепи**

Таблица 4.5.2.2.1

Категория пород по буримости (коэффициенты крепости)	Площадь сечения выработки в проходке, м ²	Нормативы на 1 раму (чел–мин)				
		при креплении с полной затяжкой и расстоянием между рамами крепи, м				Без затяжки
		до 0,6	0,61–0,8	0,81–1,0	1,01–1,2	
до VIII (до 2,5)	до 4	2,7	4,8	5,7	6,9	2,7
	4,1–8,0	4,1	6,8	11,1	15,8	4,1
	8,1–12,0	8,3	12,1	16,6	19,2	8,3
	12,1–16,0	13,4	17,0	21,4	23,1	13,4
	16,1–20,0	18,7	21,7	25,5	29,5	18,7
	20,1 и более	24,2	25,9	34,6	32,0	27,2
IX–XIII (2,6–7,5)	до 4	7,0	10,5	14,0	17,6	7,0
	4,1–8,0	12,0	15,6	19,1	22,6	12,0
	8,1–12,0	17,8	21,3	24,9	28,4	17,8
	12,1–16,0	23,6	27,1	30,6	34,1	23,6
	16,1–20,0	29,4	32,9	36,4	39,1	29,4
	20,1 и более	35,2	38,7	42,2	45,7	35,2
XIV и более (7,6 и более)	до 4	10,9	13,9	16,8	19,9	10,9
	4,1–8,0	24,7	28,1	31,7	34,58	24,7
	8,1–12,0	31,4	35,2	39,3	43,5	31,4
	12,1–16,0	39,0	43,2	47,7	52,2	39,0
	16,1–20,0	46,0	50,1	54,5	58,5	46,0
	20,1 и более	54,2	58,1	61,7	67,9	54,2

Нормативами (таблица 15) подноски материалов от призабойного склада предусмотрена на расстояние до 20 м.

Подготовка соединительных элементов для металлической крепи (скоб, планок, гаек, стяжек и пр.) включает их очистку и прогонку концов стоек, заготовку клиньев и распор.

Нормативы затрат труда на подноску крепежных материалов и установку рам крепи

Таблица 4.5.2.2.2

Наименование операций	Площадь сечения выработки в проходке, м ²	Нормативы на 1 раму (чел–мин)	
		при креплении с полной затяжкой	
		металлическими рамами	деревянными рамами
Подноски крепежных материалов вручную	до 4	-	16,4
	4,1–6,0	-	17,9
	6,1–8,0	41,5	19,9
	8,1–10,0	43,5	21,9
	10,1–12,0	45,5	23,9

	21,1-14,0	47,5	25,9
	14,1-16,0	49,5	27,9
	16,1-18,0	51,5	29,9
	18,1-20,0	53,5	-
	20,1 и более	55,5	-
Установка рам крепи вручную	до 4	-	29,4
	4,1-6,0	-	33,2
	6,1-8,0	79,1	38,2
	8,1-10,0	85,6	43,3
	10,1-12,0	91,5	48,3
	21,1-14,0	98,8	53,4
	14,1-16,0	104,6	58,5
	16,1-18,0	111,9	63,5
	18,1-20,0	117,4	-
	20,1 и более	125,2	-

Нормативы затрат труда на вспомогательные операции при установке рамной крепи

Таблица 4.5.2.2.3

Наименование операции	Площадь сечения выработки в проходке, м ²	Нормативы на 1 раму (чел-мин)			
		при креплении с полной затяжкой и расстоянием между рамами крепи, м			
		до 0,6	0,61-0,8	0,81-1,0	1,01-1,2
<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>	<i>5</i>	<i>6</i>
Затяжка деревом	до 4	9,7	13,6	17,5	21,4
	4,1-8,0	16,7	23,4	30,0	36,7
	8,1-12,0	24,6	34,5	44,4	54,2
	12,1-16,0	32,6	45,64	58,68	71,72
	16,1-20,0	40,56	56,8	73,0	89,2
	20,1 и более	48,5	67,9	87,3	106,8
Установка и разборка подмостей	до 4	7,1			
	4,1-8,0	7,6			
	8,1-12,0	8,3			
	12,1-16,0	9,0			
	16,1-20,0	9,6			
	20,1 и более	10,3			
Уборка временной крепи	до 4	4,6			
	4,1-8,0	7,5			
	8,1-12,0	10,7			
	12,1-16,0	14,0			
	16,1-20,0	17,3			
	20,1 и более	20,5			
Проверка правильности установки	-	5,0			

Опыт применения различных средств механизации возведения рамной крепи свидетельствует об их малой эффективности. Чему причиной, прежде всего, является сама конструкция рамной крепи, которая очень нетехнологична.

4.5.2.3 Подача бетона в Наклонный транспортный съезд

Готовый бетон транспортируют на промплощадку Наклонного транспортного съезда в автобетоносмесителях. Далее бетонная смесь транспортируется в забой ствола по следующей схеме:

Автобетоносмесители разгружают бетонную смесь в приёмную воронку. Бетонная смесь бетононасосом по бетоноводу перекачивается в НТС для возведения постоянной бетонной крепи. По мере углубки наклонного транспортного съезда бетон подается вприёмный бункер торкрет установки, откуда по гофрированным ставам поступает на торкретирование.

Для доставки готовой бетонной смеси применяется автобетоносмеситель 3DA на базе шасси КамАЗ-43255 (с приводом от автономного двигателя). Техническая характеристика автобетоносмесителя приведена в таблице 4.5.2.3.1.

Технические характеристики автобетоносмесителя

Таблица 4.5.2.3.1

Характеристика	Ед. изм.	Значение
Максимальный объем перевозимой бетонной смеси	м ³	3
Максимальная масса перевозимой бетонной смеси (с полным баком для воды)	кг	5905
Масса снаряженного АБС	кг	8645
Полная масса АБС, в том числе:	кг	15500
-нагрузка на переднюю ось (оси)	кг	6000
-нагрузка на заднюю ось (тележку)	кг	9500
Емкость бака для воды	л	600



Рисунок 4.5.2.3.1 Автобетоносмеситель

Для перекачки бетона в непосредственно в наклонный транспортный съезд принимается бетононасос БН-25Е



Рис. 4.5.2.3.2 Бетононасос БН-25Е

Характеристики бетононасоса БН-25Е представлены в таблице 4.5.2.3.2

Таблица 4.5.2.3.2

Характеристика	Ед. изм.	Значение
Вид бетононасоса		БН-25 Е
Тип насоса		поршневой гидравлический
Производительность	м ³ /час	25
Давление на смесь	бар	60
Высота подачи	м	120
Дальность подачи	м	520
Диаметр подключаемого бетонопровода	мм	125

4.5.2.4 Циклограмма выполнения горнопроходческих работ

При составлении циклограммы приняты расчетные показатели производительности принятого технологического оборудования по предыдущему разделу.

Режим работы принят согласно заданию на проектирование.

Циклограммы выполнения горнопроходческих работ приведены на рисунках 4.5.2.4.1, 4.5.2.4.2 и 4.5.2.4.3.

Согласно циклограммам выполнения горнопроходческих работ, приняты следующие темпы проходки:

- в рыхлых породах – 90 м/мес;
- в коренных породах – одним забоем – 200 м/мес;

Рисунок 4.5.2.4.1 – График организации процесса монтажа рамной крепи



Рисунок 4.5.2.4.2 – Циклограмма выполнения горнопроходческих работ в рыхлых породах

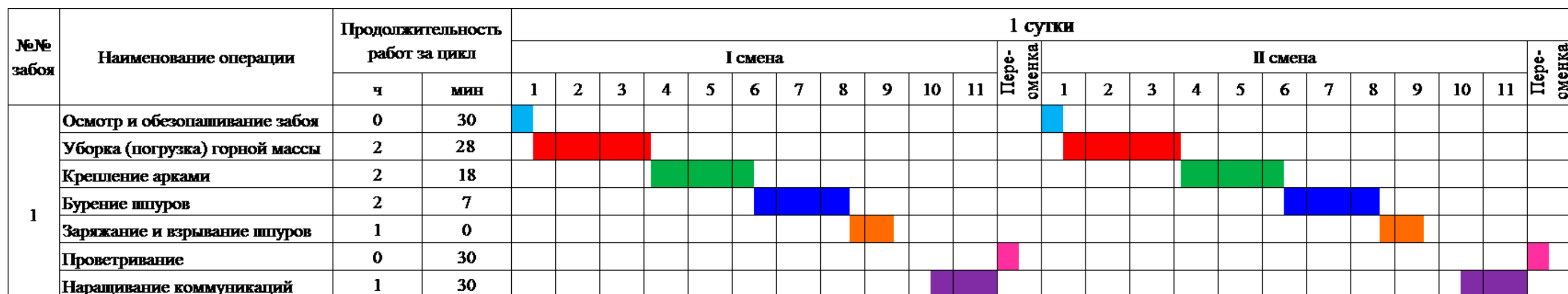
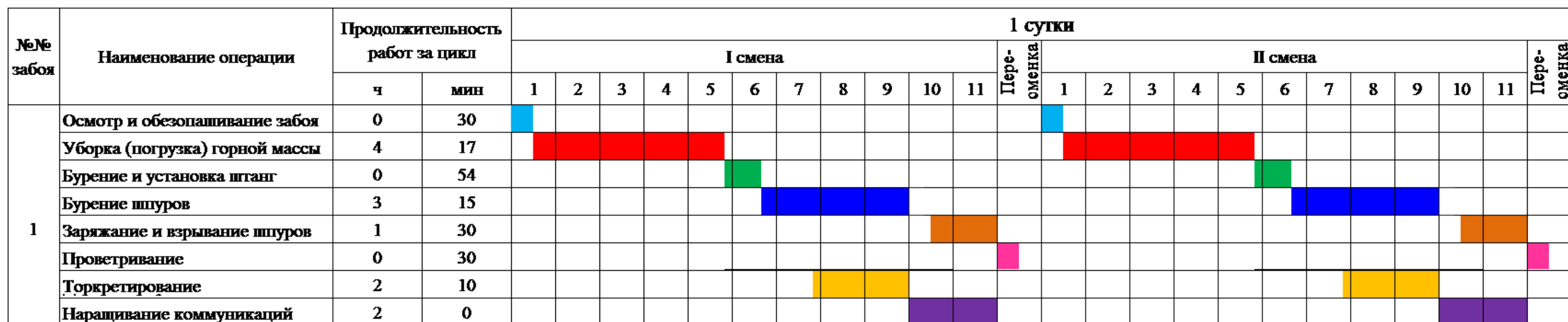


Рисунок 4.5.2.4.3 – Циклограмма выполнения горнопроходческих работ в коренных породах



4.5.2.5 Вентиляция при проходке Наклонного транспортного съезда

Проветривание Наклонного транспортного съезда при проходке осуществляется по нагнетательной схеме. Свежая струя воздуха в забой подаётся вентилятором с поверхности по трубе Ø600мм, а отработанная - удаляется непосредственно по выработке.

Расчёт количества воздуха, необходимого для проветривания ствола, определяется по следующим факторам:

- По наибольшему числу людей, одновременно работающих в стволе
- По газам, образующимся при взрывных работах.
- По минимально допустимой скорости движения воздуха.

Расчёты выполнены на основании временной инструкции по расчету вентиляции рудников.

Расчетное количество воздуха, необходимого для проветривания забоя при проходке Наклонного транспортного съезда, приведено в таблице 4.5.2.5.1.

Расчетное количество воздуха необходимого для проветривания забоя при проходке Наклонного транспортного съезда

Таблица 4.5.2.5.1

Наименование параметров по воздуху	«Наклонный транспортный съезд»
По наибольшему числу людей, м ³ /с	0,3
По минимальной скорости воздушной струи, м ³ /с	10,7
По газам от ВВ, м ³ /с- (Q _з)	3,3
Расчетное количество воздуха, м ³ /с	10,9
Вентилятор	ВМЭ-8 расчетные параметры Q _в =30 м ³ /с; Н _{тр} =2600 Па
Воздуховод (длина звена - 4м)	Ø=600мм, L=1150м
Подвигание забоя за цикл, м	3,2 м
Место установки вентилятора	Поверхность не ближе 15м от портала

Расчетное количество воздуха необходимого для проветривания забоя определилось по фактору минимальной скорости воздушной струи и составило 10,9 м³/с. В качестве нагнетательного вентилятора принят ВМЭ-8, устанавливается на поверхности не ближе 15м от портала.

4.5.2.6 Водоотлив при проходке Наклонного транспортного съезда

Осушение притоков подземных вод в Наклонный транспортный съезд описано в п. 19.2 настоящего проекта.

В случае если после мероприятий по осушению водопристок в горную выработку будет превышать 8м³/час необходимо произвести тампонаж

обводненного участка путем устройства изоляционной завесы тампонажным раствором.

Для этих целей по периметру горной выработки внутри проектного контура, размер которой по конструктивным и технологическим соображениям принимается меньшим размеров съезда в свету, вдоль оси проходки бурятся скважины, в которые закачивается под давлением тампонажный раствор. Данный раствор, заполняя трещины и поры останавливает водоприток в горную выработку

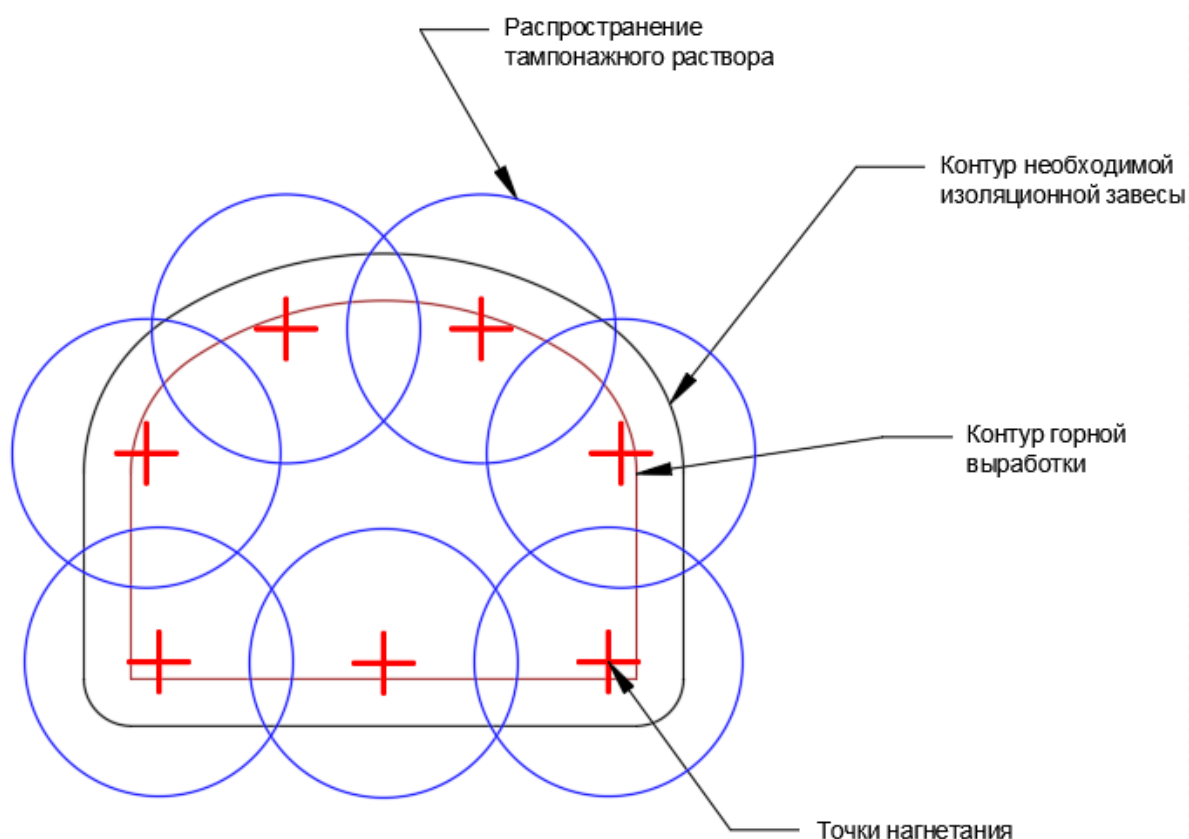


Рисунок 4.5.2.6.1 Расположение точек нагнетания тампонажного раствора

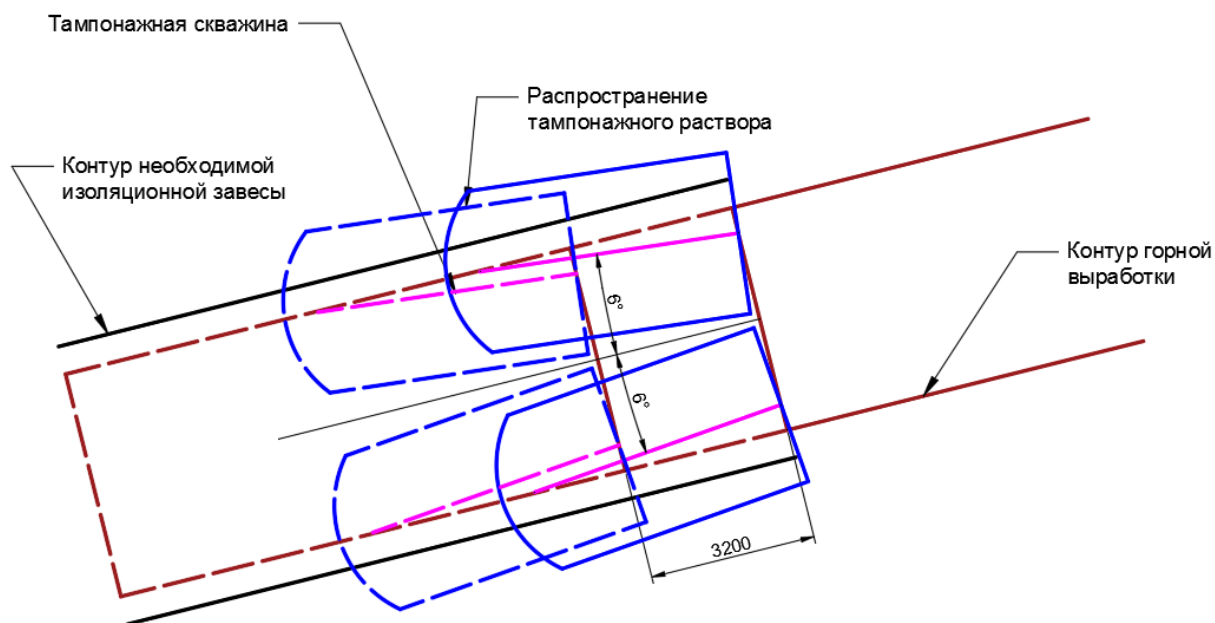


Рисунок 4.5.2.6.2 Угол наклона тампонажной скважины

Нагнетание раствора в скважины предусмотрено по полуциркуляционной схеме, на всю глубину для одновременной цементации всего водоносного горизонта, пересекаемого скважиной в заходке.

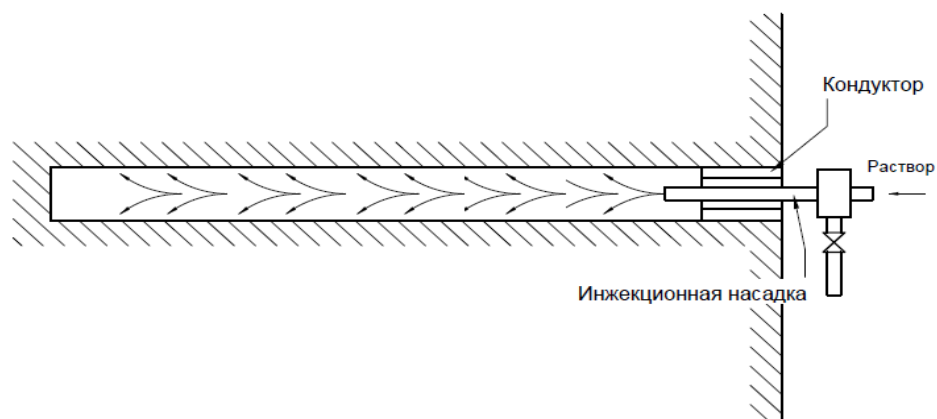


Рисунок 4.5.2.6.3 Нагнетание раствора по полуциркуляционной схеме

В процессе проходки наклонной выработки неизбежно скопление грунтовых вод в забое. Для их откачки применяются забойные насосы, устанавливаемые на салазках. Схема откачки представлена на рис. 4.5.2.6.4.

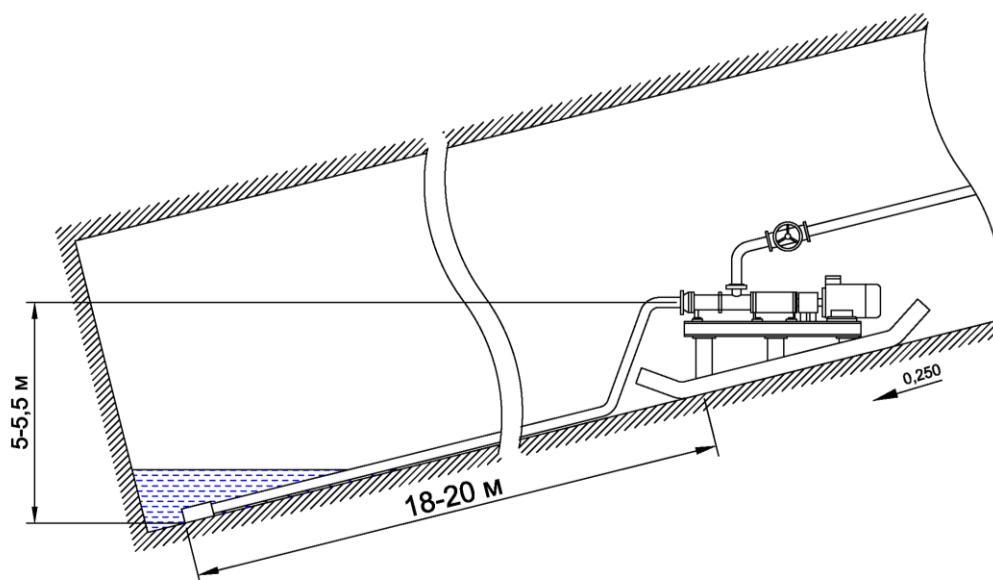


Рисунок 4.5.2.6.4 Забойные насосы, устанавливаемые в наклонных выработках на салазках

В качестве забойного насоса при проведении наклонной выработки применяется одновинтовой насос Н1В12/5-10/5, пригодный для перекачки загрязненных вязких сред и для дренажа.

Характеристики насоса Н1В12/5-10/5

Таблица 4.5.2.6.1

Показатели	Величины
Подача, м ³ /ч	10
Напор, м	50
Масса, кг	270
Потребляемая мощность, кВт	3,9
Частота вращения, об/мин	1450

4.5.3 Технология проходки Наклонного спирального съезда

Форма сечения, диаметр ствола в свету и в проходке, толщина и тип крепи:

Форма сечения арочная. Сечение в проходке 12,23м², в свету – 11,83м². Съезд и сопряжения с горизонтами (подэтажами) крепятся монолитным железобетоном.

Наклонный спиральный съезд предназначен для подачи свежего воздуха, доставки людей и материалов, служит вторым запасным механизированным выходом.

Координаты оси Наклонного спирального съезда на поверхности:

X=84273,986

Y=102024,351

Z=433,396

Назначение:

Подача свежего воздуха на горизонты (подгоризонты), второй запасной механизированный выход.

Наклонный спиральный съезд на начальном этапе запроектирован в коре выветривания в интервале 0,0-45,0м, представленном в основном глинистыми отложениями различного цветового диапазона.

Коэффициент крепости по шкале профессора М.М. Протоdjяконова 2-5.

Проходка Наклонного спирального съезда аналогична проходке Наклонного транспортного съезда и описана в п.п. 4.5.2 настоящего проекта.

Основное оборудование при проходке съезда приведено в таблице 4.5.3.1

Основное оборудование при проходке съезда

Таблица 4.5.3.1

№№ п.п.	Наименование процессов	Применяемое оборудование
1	Выборка траншеи	Гидравлический экскаватор типа Hitachi ZX470LCH-5G
2	Бурение шпуров	буровая установка Epiroc Boomer S2 перфораторы ПП-63, ПТ-48
3	Уборка породы	ПДМ WJD-3B
5	Транспортирование породы до отвала	автосамосвал Epiroc MT 2200
6	Проветривание	ВМЭ-8
7	Водоотлив	H1B12/5-10/5

Проходка Наклонного спирального съезда осуществляется полным сечением буровзрывным способом с возведением постоянной крепи съезда вслед за продвижением забоя.

Параметры сечения Наклонного спирального съезда приведены на чертеже ПГР-37/20-ИКГр-ПР-Э (лист 15).

Расчет арочной податливой крепи

Выбор типа спецпрофиля и плотности рам металлической крепи производится по величине расчетной нагрузки. В таблице 4.5.3.2 представлена несущая способность рам крепи из спецпрофиля.

Несущая способность рам крепи из спецпрофиля

Таблица 4.5.3.2

№№ п.п.	Наименование показателя	Значение показателя для крепей сечением в свету до осадки, изготовленных из проката СВП					
		7.8-8.4; СВП17	9.0-9.8; СВП19	10.3-11.9; СВП22	12.4-14.4; СВП27	14.8-16.6; СВП33	17.2-19.8; СВП33
1	Ширина по низу, мм, не менее	3270	3570	4180	4750	5190	5430
2	Высота, мм, не менее	2800	3040	3130	3540	3620	4250
3	Конструктивная податливость, мм, не менее:						
	вертикальная	300	300	300	350	400	450
	горизонтальная	260	240	240	260	290	320
4	Несущая способность, кН/раму, не менее	300 (300*)	330 (360*)	330 (360*)	410 (450*)	510 (560*)	490 (540*)
5	Соппротивление, кН/раму, не менее	200 (240*)	230 (270*)	260 (270*)	290 (340*)	320 (420*)	320 (400*)
6	Нестабильность работы в податливом режиме, %, не более	±15 (±10*)	±15 (±10*)	±15 (±10*)	±15 (±10*)	±15 (±10*)	±15 (±10*)
* Для модернизированных крепей, выпускаемых с 1 января 2006 г.							

В качестве профиля принимается СВП-33. Размеры зоны возможного обрушения определяются по расчетной схеме М.М. Протодыконова, учитывающей возможность образования в боках выработки призм сползания. Высота свода обрушения в этом случае определяется по формуле:

$$b_1 = a_1 / (f \cdot k_c), \quad (1)$$

где a_1 - полупролет свода обрушения определяется по формуле:

$$a_1 = L/2 + h_p \cdot \operatorname{tg} (45^\circ - \varphi/2), \quad (2)$$

где h_p - расчетная высота стен выработки, $h_p = 2,1$ м;

L - расчетная ширина выработки в проходке, $L = 3,64$ м;

φ - угол внутреннего трения пород, $\varphi = 28^\circ$;

f - коэффициент крепости пород, $f = 3$;

k_c - коэффициент структурного ослабления $k_c = 0,3$.

$$a_1 = 3,64/2 + 2,1 \cdot \operatorname{tg} (45^\circ - 28^\circ/2) = 3,08 \text{ м.}$$

Отсюда:

$$b_1 = 3,08 / (3,0 \cdot 0,3) = 3,42 \text{ м.}$$

Глубина зоны возможного обрушения:

$$l_b = b_1 - h_{cp}, \quad (3)$$

где $h_{cp} = 1,96$ м - высота подъёма свода выработки.

$$l_b = 3,42 - 1,96 = 1,46 \text{ м.}$$

Погонная нагрузка на крепь (на 1 метр длины выработки):

$$q = k_{\pi} * 2 * a_1 * l_b * \gamma / 2 \quad (4)$$

где k_{π} - коэффициент перегрузки, $k_{\pi} = 1,5$;

γ - удельный вес пород, $\gamma = 2,93$ т/м³.

$$q = 1,5 * 2 * 3,08 * 1,46 * 2,93 / 2 = 19,76 \text{ т/м.}$$

Нагрузка на поддерживающую крепь СВП-33 на 1 п.м. кровли определяется по формуле:

$$P_1 = B * \gamma * [B/2 + h * \text{ctg}(45^\circ - \varphi / 2)] * K_{обр} * K_3 / f, \text{ тс/м,} \quad (5)$$

где B - ширина выработки, $B = 3,36$ м;

h - высота выработки в середине пролета, $h = 4,055$ м;

$K_{обр}$ - коэффициент обрушения, $K_{обр} = 0,7$

K_3 - коэффициент запаса, для сильнотрещиноватых $K_3 = 2,4$.

$$P_1 = 3,36 * 2,93 * [3,36/2 + 4,055 * \text{ctg}(45^\circ - 28^\circ/2)] * 0,7 * 2,4/3 = 46,47 \text{ тс/м}$$

Плотность установки рам крепи определяется по формуле:

$$n_1 = P_1 / P_{nc} = 46,47 / 49,0 = 0,95 \text{ шт/м} \approx 1 \text{ шт/м,} \quad (6)$$

где P_{nc} - несущая способность, тс/раму

Шаг установки рам крепи определяется по формуле:

$$n = P_{nc} / P_1 = 49,0 / 46,47 = 1,05 \text{ м/шт,} \quad (7)$$

В качестве межрамных ограждений могут приниматься железобетонные затяжки конструкции ДонУГИ, имеющие предельную несущую способность выше 6 т/м².

Сечение наклонного транспортного съезда с металлической арочной крепью из профиля СВП-33 представлена на Рис. 4.5.3.1

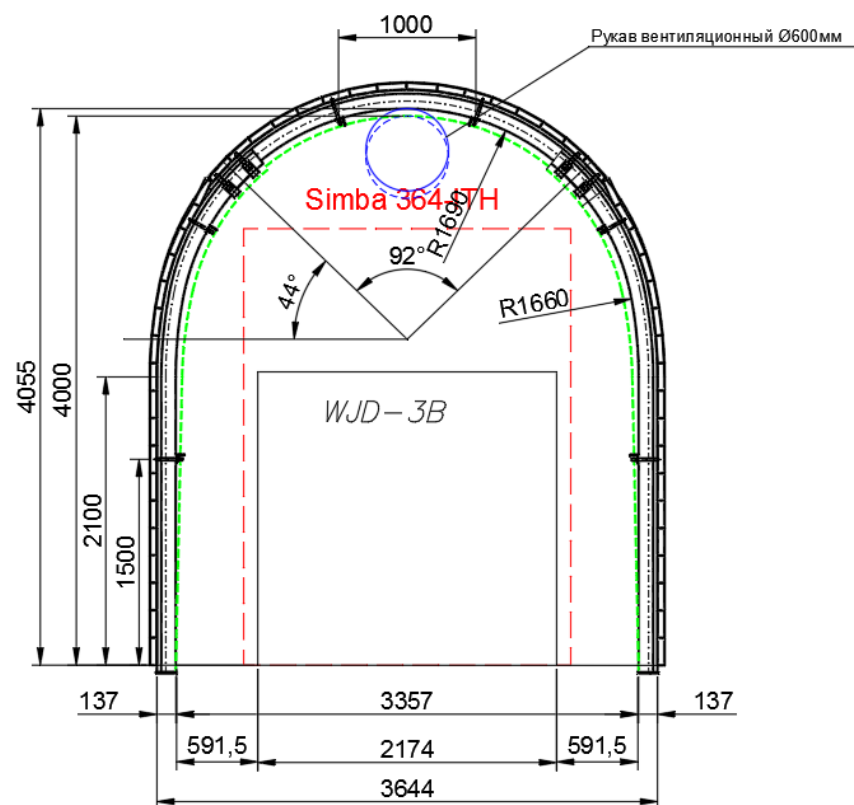
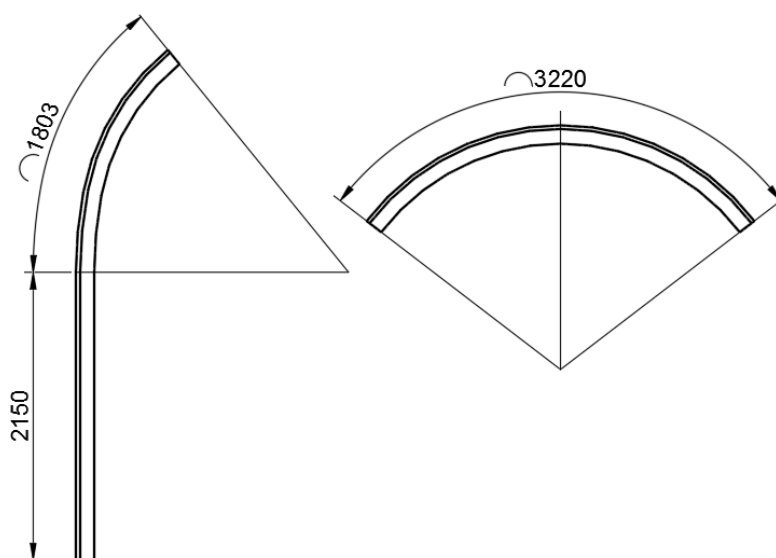


Рис. 4.5.3.1 Сечение наклонного спирального съезда с металлической арочной крепью из профиля СВП-33



№№ п/п	Наименование	Кол-во, штук	Длина, мм	Масса, кг		Материал	Примечания
				1 шт.	общая		
1	Верхняк	1	3220	107,5	107,5	Лист Б-ПН-НО-10 ГОСТ 19903-74	
2	Стойка левая	1	3953	132,1	132,1		
3	Стойка правая	1	3953	132,1	132,1		
4	Опорная плита	2	-	2,06	4,1		
Общая масса рамы					375,8		

Рис. 4.5.3.2 Сегменты арочной крепи из СВП-33 на одну раму

Организация проходки горных выработок

Для выполнения проходческих работ необходимо выполнить следующие подготовительные работы:

- обеспечить рабочие места сжатым воздухом, водой, электроэнергией, вентиляцией;
- подготовить к работе все необходимое оборудование;
- подготовить необходимую техническую документацию.

Проходческие работы осуществляются на основе цикличной организации работ.

Способ проходки выработок – буровзрывной, по паспортам, утверждаемым техническим директором предприятия, осуществляющего горные работы. Паспорт БВР составляется на каждую находящуюся в проходке выработку.

Цикл проходческих работ включает совокупность всех процессов и операций, выполняемых в определенном порядке в заданный промежуток времени, обеспечивающим подвигание забоя выработки на расчетную величину.

Проходческий цикл работ включает в себя следующие основные операции:

- бурение шпуров;
- зарядание;
- взрывание комплекта шпуров с применением взрывчатых материалов;
- проветривание;
- приведение забоя в безопасное состояние (оборка «заколов», смыв пыли с поверхности выработки);
- уборка (погрузка) горной массы;
- крепление;
- наращивание коммуникаций.

На проходке НСС используется комплекс самоходного оборудования: для бурения шпуров – буровая установка Epiroc Boomer S2; для доставки отбитой горной массы – ковшевая погрузочно-доставочная машина WJD-3B.

При проходке горных выработок, где невозможно или не целесообразно применение самоходной техники, применяют переносное оборудование: для бурения шпуров – ручными и телескопическими бурильными машинами различных типов (марок) в основном ПП-63, ПТ-48, с набором бурового оборудования; для уборки горной массы скреперные лебедки различных типоразмеров.

4.5.3.1 Расчет производительности технологического оборудования

Буровзрывные работы

Расчет ВВ на проектную величину подвигания забоя на цикл определять по формуле:

$$Q = q * V = q * S_{пр} * b_{шп} * \eta, \text{ кг} \quad (1)$$

где $S_{\text{пр.}}$ – поперечное сечение выработки в проходке, м²;
 $b_{\text{шп}}$ – глубина шпуров, м;
 η – коэффициент использования шпура;
 q – удельный расход ВВ, определяемый по формуле Н.М.Покровского:

$$q = q_1 * K_{\text{зп}} * K_{\text{сп}} * e, \text{ кг/м}^3 \quad (2)$$

где g_l – удельный заряд условного ВВ, кг/м³, (ВНТП 37-86, таблица 27);

$K_{\text{сп}}$ – коэффициент структуры породы;

e_1 – коэффициент относительной работоспособности ВВ;

$K_{\text{зп}}$ – коэффициент зажима пород при одной открытой поверхности (плоскости), определим по формуле П.Я. Таранова:

$$K_{\text{зп}} = \frac{3 b_{\text{шп}}}{\sqrt{S_{\text{пр}}}} \quad (3)$$

Массу шпурового заряда:

$$q_3 = j * b_{\text{шп}} * a, \text{ кг} \quad (4)$$

где j – весовое количество ВВ, приходящееся на единицу длины шпура, кг/м³;

$b_{\text{шп}}$ – длина шпура;

a – коэффициент заполнения шпура, применять равным 0,70-0,85 в зависимости от крепости горных пород.

Число шпуров на забой определять по формуле В.И. Богомолова:

$$N = 2,3S \sqrt{\frac{f}{S}}, \text{ шт} \quad (5)$$

Определим линию наименьшего сопротивления (далее ЛНС):

$$W = \sqrt{\frac{q_m}{qt}}, \text{ м}, \quad (6)$$

где m – коэффициент сближения зарядов, зависящий от крепости пород,

принимая, $m = 0,8 \div 2,0$;

q_m – вместимость одного шпура, (1,59 – 1,75) кг/м³.

Фактическое количество шпуров определяется графоаналитическим методом в зависимости от сечения выработки и ЛНС.

Параметры БВР для сечения наклонного транспортного съезда приведены на Рис. 4.5.3.1.1

Наклонный спиральный съезд $S=14.33\text{м}^2$

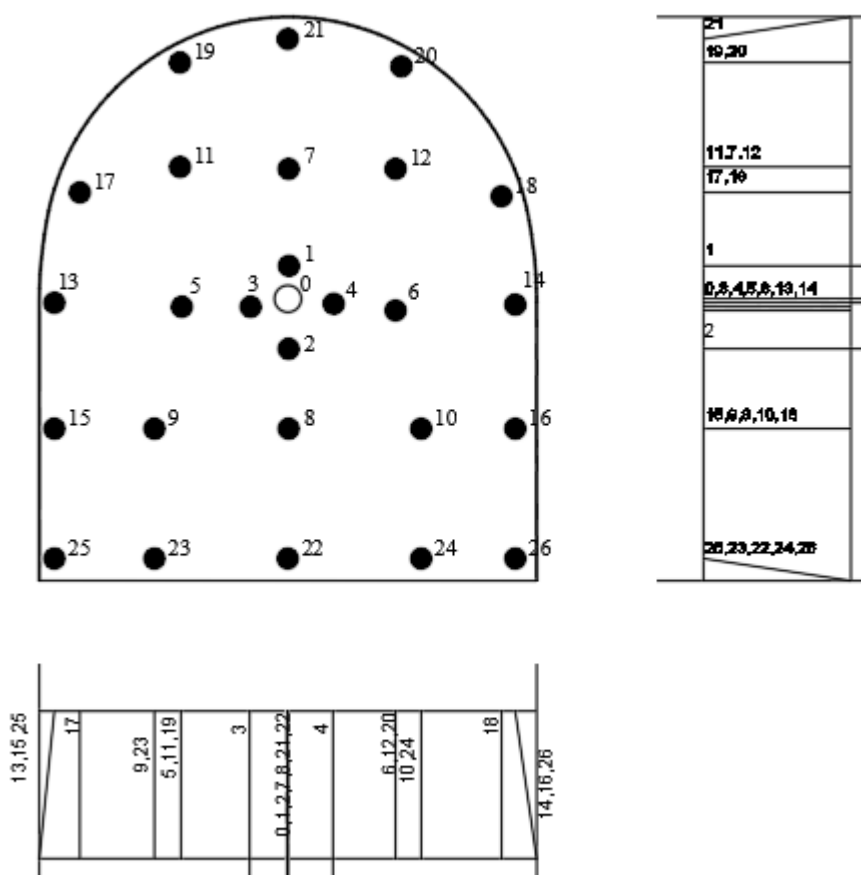


Рисунок 4.5.3.1.1 Параметры БВР

Расчет параметров БВР горно-капитальных выработок

Таблица 4.5.3.1.1

№№ п.п.	Наименование показателей	Обозначение	Ед. изм	Значения	
1	Коэффициент крепости пород	f	-	2-6	10-15
2	Поперечное сечение выработки в проходке	S_{np}	м ²	14,33	12,23
3	Принятая глубина шпуров	b_{un}	м	1,7	4,0
4	Диаметр шпуров	l_{un}	мм	43	43
5	Применяемое ВВ	-	-	гранулит А6	
6	Удельный расход ВВ	q	кг/м ³	1,53	5,09
7	КИШ	η	-	1,0	0,9
8	Удельный заряд условного ВВ	g_1	кг/м ³	0,6	1,2
9	Коэффициент структуры породы	$K_{сп}$	-	2,0	1,3

10	Коэффициент зажима пород при одной открытой поверхности (плоскости)	$K_{зп}$	-	1,34	3,43
11	Коэффициент относительной работоспособности ВВ	e_1	-	0,95	0,95
12	Кол-во ВВ на уходку за цикл	Q	кг	37,4	223,9
13	Весовое количество ВВ, приходящееся на единицу длины шпура	j	кг/м	1,51	1,94
14	Коэффициент заполнения шпура	a	-	0,7	0,85
15	Масса шпурового заряда	q_3	кг	1,8	6,6
16	Число шпуров на забой	N	шт.	21	31
17	Коэффициент сближения зарядов, зависящий от крепости пород	m	-	2,0	1,4
18	ЛНС (W)	W	м	0,7	0,5

Определим величину зарядов ВВ для НТС в рыхлых породах, учитывая коэффициент заполнения шпуров:

- для врубовых шпуров: $Q_{вр.} = (1,1-1,2) \times q_3 = 1,15 \times 1,8 = 2,07$ кг

- для отбойных и оконтуривающих шпуров:

$$Q_{отб. ок.} = (0,9-0,95) \times q_3 = 0,925 \times 1,8 = 1,66 \text{ кг}$$

Определяем общее количество ВВ на взрываемый забой НТС:

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

$$Q_{вв} = (4 \times 2,07) + (8 \times 1,66) + (14 \times 1,66) = 44,8 \text{ кг/цикл},$$

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

$N_{отб.}$ – количество отбойных шпуров, $N_{отб.} = 8$ шт;

$N_{ок.}$ – количество оконтуривающих шпуров, $N_{ок.} = 14$ шт.

Параметры БВР разработаны в соответствии с «Правилами обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов» и представлены в таблице 3.

Расчетные параметры БВР определяются окончательно опытными взрывами.

С целью снижения сейсмического воздействия взрывов на законтурное пространство выработки, в паспортах БВР предусмотрено контурное взрывание, т.е. зарядание контурных шпуров производится рассредоточенными зарядами (с использованием фальшпатронов).

Сводная таблица расчета БВР

Таблица 4.5.3.1.2

№№ п.п.	Наименование шпуров	Количество шпуров на забой, шт.	Диаметр шпуров, мм	Глубина одного шпура, м	Общая глубина шпуров, шпм	Вес заряда при зарядке, кг		Ср. величина заряда в шпуре, кг
						Аммонит №6 ЖВ	Гранулит А-6	
При S=14,33 м² (наклонный спиральный съезд)								
1	Врубовые, "0" шт.	1	43	1.9	1.9			
2	Врубовые, шт.	4	43	1.9	7.6	1	8.28	2.3
3	Отбойные, шт.	8	43	1.7	13.6	2	13.28	1.9
4	Оконтуривающие боковые, шт.	4	43	1.7	6.8	1	6.64	1.9
5	Оконтуривающие по кровле, шт.	5	43	1.7	8.5	1.25	8.3	1.9
6	Оконтуривающие по почве, шт.	5	43	1.7	8.5	1.25	8.3	1.9
7	Всего на забой	27			46.9	6.5	44.8	
8	Удельный расход ВВ, кг/м³							2,4

Продолжительность буровзрывных работ

а) Продолжительность работ при бурении шпуров:

$$T_6 = \frac{N}{(a_{б.м} \cdot M_{б.м})} \cdot \left(\frac{l_{шп}}{v_{ср.тех}} + t_{б.всп} \right) \quad (1)$$

где N – число шпуров, штук;

$a_{б.м}$ – коэффициент одновременной работы бурильных машин;

$M_{б.м}$ – число одновременно работающих бурильных машин, шт;

$l_{шп}$ – средняя глубина шпуров, м;

$v_{ср.тех}$ – средняя техническая скорость бурения, м/мин;

$t_{б.всп}$ – средняя продолжительность вспомогательных операций при бурении одного шпура, мин.

Средняя техническая скорость бурения:

$$v_{ср.тех} = v_{0.тех} \cdot K_{б.ср} \quad (2)$$

где $v_{0.тех}$ – начальная техническая скорость бурения, м/мин;

$K_{б.ср}$ – коэффициент средней скорости бурения шпуров.

$$\text{для } S = 14,33 \text{ м}^2 \quad v_{ср.тех} = 1,3 \cdot 0,95 = 1,24$$

$$\text{для } S = 12,23 \text{ м}^2 \quad v_{ср.тех} = 2,0 \cdot 0,95 = 1,90$$

$$\text{для } S = 14,33 \text{ м}^2 \quad T_6 = \frac{27}{(0,85 \cdot 2)} \cdot \left(\frac{1,7}{1,24} + 2,5 \right) = 61,5$$

$$\text{для } S = 12,23 \text{ м}^2 \quad T_6 = \frac{25}{(0,85 \cdot 2)} \cdot \left(\frac{4}{1,9} + 2,5 \right) = 67,7$$

Результаты расчета приведены в таблице 4.5.3.1.3.

Результаты расчета продолжительности работ при бурении шпуров

Таблица 4.5.3.1.3

№№ п/п	Наименование показателей	Ед. изм	Показатели	
			Рыхлые $S=14,33 \text{ м}^2$	Коренные $S=12,23 \text{ м}^2$
1	Коэффициент одновременной работы бурильных машин	-	0,85	0,85
2	Число одновременно работающих бурильных машин	шт	2	2
3	Средняя продолжительность вспомогательных операций при бурении одного шпура	мин	2,5	2,5
4	Начальная техническая скорость бурения	м/мин	1,3	2,0
5	Коэф. средней скорости бурения шпуров	-	0,95	0,95
6	Средняя техническая скорость бурения	м	1,24	1,9
7	Средняя глубина шпуров	м	1,7	4,0
8	Число шпуров	шт	27	25
9	Продолжительность работ при бурении шпуров	мин час	61,5 0,7	67,7 1,1

б) Продолжительность заряжания и взрывания шпуров:

$$T_z = \frac{N \cdot \tau_{\text{зар}}}{(a_{\text{зар}} \cdot M_{\text{зар}})} \quad (3)$$

где N – число шпуров, штук;

$\tau_{\text{зар}}$ – продолжительность заряжания одного шпура, включая монтаж электросети и ее проводку, мин;

$a_{\text{зар}}$ – коэффициент, учитывающий сокращение числа проходчиков на зарядании при монтаже электросети, $a_{\text{зар}}=0,75-0,8$;

$M_{\text{зар}}$ – число проходчиков, участвующих в зарядании, чел;

$$\tau_{\text{зар}} = 4 + 1,1 \cdot l_{\text{шп}} \quad (4)$$

где: $l_{\text{шп}}$ – средняя глубина шпуров, м;

$$\text{для } S = 14,33 \text{ м}^2 \quad \tau_{\text{зар}} = 4 + 1,1 \cdot 1,7 = 5,87$$

$$\text{для } S = 12,23 \text{ м}^2 \quad \tau_{\text{зар}} = 4 + 1,1 \cdot 4,0 = 8,4$$

$$\text{для } S = 14,33 \text{ м}^2 \quad T_z = \frac{26 \cdot 5,87}{(0,8 \cdot 5)} = 38,16$$

$$\text{для } S = 12,23 \text{ м}^2 \quad T_z = \frac{23 \cdot 8,4}{(0,8 \cdot 5)} = 48,3$$

Результаты расчета приведены в таблице 4.5.3.1.4.

Результаты расчета продолжительности работ при зарядании и взрывании шпуров

Таблица 4.5.3.1.4

№№ п/п	Наименование показателей	Ед. изм	Показатели	
			Рыхлые $S=14,33 \text{ м}^2$	Коренные $S=12,23 \text{ м}^2$
1	Число взрывников	чел.	5	5
2	Средняя глубина шпуров	м	1,70	4,0
3	Продолжительность заряжания одного шпура	мин	5,9	8,4
4	Общее число шпуров	шт	27	25
5	Число заряжаемых шпуров	шт	26	23
6	Продолжительность работ при зарядании шпуров	мин час	38,16 0,6	48,3 0,8

в) Полная продолжительность буровзрывных работ, с учетом подготовительно-заключительных операций:

$$T_{\text{бвр}} = T_6 + T_z + T_{\text{п.з}} \quad (5)$$

где $T_{\text{п.з}}$ – суммарные затраты времени на все подготовительно-заключительные операции;

$$T_{п.з} = T_{пз}^{БУ} + T_{обсл}^{БУ} + T_{лн} + T_{тп}^{БУ} \quad (6)$$

где $T_{пз}^{БУ}$ - затраты времени на подготовительно-заключительные операции, мин;

$T_{обсл}^{БУ}$ - затраты времени на ежесменное обслуживание бурильной установки, мин;

$T_{лн}$ - затраты времени на личные потребности, мин;

$T_{тп}^{БУ}$ - затраты времени на технологические перерывы в течение смены, мин.

$$T_{тп}^{БУ} = 0,12 \frac{L_{отг}^{БУ}}{V_{тр}^{БУ}} + T_{нп}^{БУ} \quad (7)$$

где $L_{отг}^{БУ}$ - средняя длина переезда в рабочий забой и отгона бурильной установки после бурения, м;

$V_{тр}^{БУ}$ - средняя транспортная скорость бурильной установки, 5 км/час;

$T_{нп}^{БУ}$ - среднее время на непредвиденные простои бурильной установки, мин;

$$\text{для } S = 14,33 \text{ м}^2 \quad T_{тп}^{БУ} = 0,12 \frac{0}{0} + 15 = 15$$

$$T_{п.з} = 20 + 15 + 15 + 15 = 65$$

$$\text{для } S = 12,23 \text{ м}^2 \quad T_{тп}^{БУ} = 0,12 \frac{50}{5} + 15 = 16,2$$

$$T_{п.з} = 20 + 30 + 15 + 16,2 = 81,2$$

Результаты расчета суммарных затрат времени на все подготовительно-заключительные операции приведены в таблице 4.5.3.1.5.

Продолжительность подготовительно-заключительных операций

Таблица 4.5.3.1.5

№№ п/п	Наименование показателей	Ед. изм	Показатели	
			Рыхлые S=14,33 м ²	Коренные S=12,23 м ²
1	Затраты времени на подготовительно-заключительные операции	мин	20	20
2	Затраты времени на ежесменное обслуживание бурильной установки	мин	15	30
3	Затраты времени на личные потребности	мин	15	15
4	Средняя длина переезда в рабочий забой и отгона бурильной установки после бурения	м	-	50
5	Средняя транспортная скорость бурильной установки	км/час	-	5,0
6	Среднее время на непредвиденные простои бурильной установки	мин	15	15
7	Затраты времени на технологические перерывы	мин	15,0	16,2
8	Суммарные затраты времени на все подготовительно-заключительные операции	мин час	65,0 1,1	81,2 1,4

Полная продолжительности буровзрывных работ составит:

$$\text{для } S = 14,33\text{м}^2 \quad T_{\text{бвр}} = 41 + 38,16 + 65 = 144,16$$

$$\text{для } S = 12,23\text{м}^2 \quad T_{\text{бвр}} = 67,7 + 48,3 + 81,2 = 197,2$$

Результаты расчета полной продолжительности буровзрывных работ, с учетом подготовительно-заключительных операций приведены в таблице 4.5.3.1.6.

Результаты расчета полной продолжительности буровзрывных работ, с учетом подготовительно-заключительных операций

Таблица 4.5.3.1.6

№№ п/п	Наименование показателей	Ед. изм	Показатели	
			Рыхлые S=14,33 м ²	Коренные S=12,23м ²
1	Продолжительность работ при бурении шпуров	мин	41,0	67,7
2	Продолжительность заряжания и взрывания шпуров	мин	38,16	48,3
3	Продолжительность подготовительно-заключительных операций	мин	65	81,2
4	Полная продолжительность буровзрывных работ	мин час	144,16 2,4	197,2 3,3

Продолжительность погрузочных работ

а) Продолжительность работ при погрузке и доставке от забоя к перегрузке:

$$T_{\text{п}} = \frac{V_{\text{рах}}}{A_{\text{тп}}^{\text{пдм}}} \quad (1)$$

где $V_{\text{рах}}$ – объем отбитой горной массы в разрыхленном состоянии за цикл, м³.

$$V_{\text{рах}} = V_{\text{зах}} * k_{\text{разр}} \quad (2)$$

где $k_{\text{разр}}$ – коэффициент разрыхления породы;

$V_{\text{зах}}$ – объем отбитой горной массы за цикл, м³

$$V_{\text{зах}} = L_{\text{зах}} * S_{\text{пр}} \quad (3)$$

где $S_{\text{пр}}$ – площадь поперечного сечения НТС, м²;

$L_{\text{зах}}$ – уходка забоя за цикл, м

$$L_{\text{зах}} = l_{\text{шп}} * r \quad (4)$$

где $r = 0,9$ – коэффициент использования шпуров;

$l_{\text{шп}}$ – глубина шпура основного комплекта, м.

$A_{\text{ТП}}^{\text{ПДМ}}$ – техническая производительность ПДМ, м³/час.

Техническая производительность ПДМ на отгрузке рассчитана по методике О.А. Байконурова «Комплексная механизация подземной разработки руд» [101] и технических характеристик WJD-3В.

для $S = 14,33\text{ м}^2$ $A_{\text{ТП}}^{\text{ПДМ}} = 44,1\text{ м}^3/\text{ч};$

для $S = 12,23\text{ м}^2$ $A_{\text{ТП}}^{\text{ПДМ}} = 40,9\text{ м}^3/\text{ч};$

Уходка забоя за цикл:

для $S = 14,33\text{ м}^2$ $L_{\text{зах}} = 1,7 * 0,9 = 1,5$

для $S = 12,23\text{ м}^2$ $L_{\text{зах}} = 4 * 0,9 = 3,6$

Объем отбитой горной массы за цикл:

для $S = 14,33\text{ м}^2$ $V_{\text{зах}} = 1,5 * 14,33 = 21,5$

для $S = 12,23\text{ м}^2$ $V_{\text{зах}} = 3,6 * 12,23 = 44,03$

Объем отбитой горной массы в разрыхленном состоянии за цикл:

для $S = 14,33\text{ м}^2$ $V_{\text{рах}} = 21,5 * 1,4 = 30,1$

для $S = 12,23\text{ м}^2$ $V_{\text{рах}} = 44,03 * 1,5 = 66,05$

Продолжительность работ:

для $S = 14,33\text{ м}^2$ $T_{\text{п}} = \frac{30,1}{44,1} = 0,68\text{ ч} = 40,8\text{ мин}$

для $S = 12,23\text{ м}^2$ $T_{\text{п}} = \frac{66,05}{40,9} = 1,62\text{ ч} = 192\text{ мин}$

Результаты расчета приведены в таблице 4.5.3.1.7.

Результаты расчета продолжительности работ при погрузке

Таблица 4.5.3.1.7

№№ п/п	Наименование показателей	Ед. изм	Показатели	
			Рыхлые $S=14,33\text{ м}^2$	Коренные $S=12,23\text{ м}^2$
1	Емкость ковша ПДМ	м ³	3,0	3,0
2	Грузоподъемность ПДМ	т	6,5	6,5
3	Коэффициент разрыхления горной массы	-	1,4	1,5
4	Коэффициент заполнения ковша	-	1,0	0,95
5	Плотность горной массы (в массиве)	т/м ³	2,71	2,86
6	Затраты времени на загрузку ковша	м	0,5	0,5

7	Затраты времени на разгрузку ковша	м	0,3	0,3
8	Затраты времени на вспомогательные операции	мин	0,7	0,7
9	Расстояние доставки от забоя до места перегрузки	м	50,0	50,0
10	Средняя скорость движения груженой и порожней ПДМ	км/час	5,3	5,3
11	Техническая производительность ПДМ	м ³ /час	44,1	40,9
12	Площадь поперечного сечения НТС	м ²	27,5	22,3
13	Уходка забоя за цикл	м	1,5	3,6
14	Объем отбиваемой горной массы	м ³	21,5	44,03
15	Объем отбитой горной массы в разрыхленном состоянии за цикл	м ³	30,1	66,05
16	Продолжительность работ при погрузке	мин час	40,8 0,68	97,2 1,61

б) Полная продолжительность работ при погрузке и доставке от забоя к перегрузке, с учетом подготовительно-заключительных операций:

$$T_{\text{погр}} = T_{\text{п}} + T_{\text{п.з.погр}} \quad (5)$$

где $T_{\text{п.з.погр}}$ – суммарные затраты времени на все подготовительно-заключительные операции;

$$T_{\text{п.з.погр}} = T_{\text{пз}}^{\text{п}} + T_{\text{обсл}}^{\text{п}} + T_{\text{лн}} + T_{\text{тп}}^{\text{п}} \quad (6)$$

где $T_{\text{пз}}^{\text{п}}$ – затраты времени на подготовительно-заключительные операции, мин;

$T_{\text{обсл}}^{\text{п}}$ – затраты времени на ежесменное обслуживание ПДМ, мин;

$T_{\text{лн}}$ – затраты времени на личные потребности, мин;

$T_{\text{тп}}^{\text{п}}$ – затраты времени на технологические перерывы в течение смены, мин.

$$T_{\text{тп}}^{\text{п}} = 0,12 \frac{L_{\text{отг}}^{\text{п}}}{V_{\text{тр}}^{\text{п}}} + T_{\text{нп}}^{\text{п}} \quad (7)$$

где $L_{\text{отг}}^{\text{п}}$ – средняя длина переезда в рабочий забой и отгона ПДМ после погрузки, м;

$V_{\text{тр}}^{\text{п}}$ – средняя транспортная скорость ПДМ, км/час;

$T_{\text{нп}}^{\text{п}}$ – среднее время на непредвиденные простои ПДМ, мин;

$$\text{для } S = 14,33 \text{ м}^2 \quad T_{\text{тп}}^{\text{п}} = 0,12 \frac{200}{5,4} + 15 = 19,4$$

$$\text{для } S = 12,23 \text{ м}^2 \quad T_{\text{тп}}^{\text{п}} = 0,12 \frac{400}{5,4} + 15 = 23,9$$

Суммарные затраты времени на все подготовительно-заключительные операции:

$$\text{для } S = 30,2 \text{ м}^2 \quad T_{\text{п.з.погр}} = 15 + 20 + 15 + 19,4 = 69,4$$

$$\text{для } S = 25,7 \text{ м}^2 \quad T_{\text{п.з.погр}} = 15 + 20 + 15 + 23,9 = 73,9$$

Результаты расчета суммарных затрат времени на все подготовительно-заключительные операции приведены в таблице 4.5.3.1.8.

Продолжительность подготовительно-заключительных операций

Таблица 4.5.3.1.8

№№ п/п	Наименование показателей	Ед. изм	Показатели	
			Рыхлые S=14,33 м ²	Коренные S=12,23м ²
1	Затраты времени на подготовительно-заключительные операции	мин	15	15
2	Затраты времени на ежесменное обслуживание ПДМ	мин	20	20
3	Затраты времени на личные потребности	мин	15	15
4	Средняя длина переезда в рабочий забой и отгона ПДМ после погрузки	м	200	400
5	Средняя транспортная скорость ПДМ	км/час	5,4	5,4
6	Среднее время на непредвиденные простои ПДМ	мин	15	15
7	Затраты времени на технологические перерывы	мин	19,4	23,9
8	Суммарные затраты времени на все подготовительно-заключительные операции	мин час	69,4 1,2	73,9 1,2

Полная продолжительность работ при погрузке:

$$\text{для } S = 14,33\text{м}^2 \quad T_{\text{погр}} = 40,8 + 69,4 = 110,2$$

$$\text{для } S = 12,23\text{м}^2 \quad T_{\text{погр}} = 97,2 + 73,9 = 171,1$$

Результаты расчета полной продолжительности работ при погрузке, с учетом подготовительно-заключительных операций приведены в таблице 4.5.3.1.9.

Результаты расчета полной продолжительности работ при погрузке, с учетом подготовительно-заключительных операций

Таблица 4.5.3.1.9

№№ п/п	Наименование показателей	Ед. изм	Показатели	
			Рыхлые S=27.5 м ²	Коренные S=22,3м ²
1	Продолжительность работ при погрузке	мин	40,8	97,2
2	Продолжительность подготовительно-заключительных операций	мин	69,4	73,9
3	Полная продолжительность работ при погрузке	мин час	110,2 1,84	171,1 2,85

4.5.3.2 Крепление и организация монтажа сборных конструкций крепи

Крепление и организация монтажа сборных конструкций крепи описана в п.п. 4.5.2.2.

4.5.3.3 Подача бетона в Наклонный спиральный съезд

Подача бетона в Наклонный спиральный съезд аналогична подаче бетона в наклонный транспортный съезд и описана в п.п. 4.5.2.3.

4.5.3.4 Циклограмма выполнения горнопроходческих работ

При составлении циклограммы приняты расчетные показатели производительности принятого технологического оборудования по предыдущему разделу.

Режим работы принят согласно заданию на проектирование.

Циклограммы выполнения горнопроходческих работ приведены на рисунках 4.5.3.4.1, 4.5.3.4.2 и 4.5.3.4.3.

Согласно циклограммам выполнения горнопроходческих работ, приняты следующие темпы проходки:

- в рыхлых породах – 90 м/мес;
- в коренных породах – одним забоем – 200 м/мес;

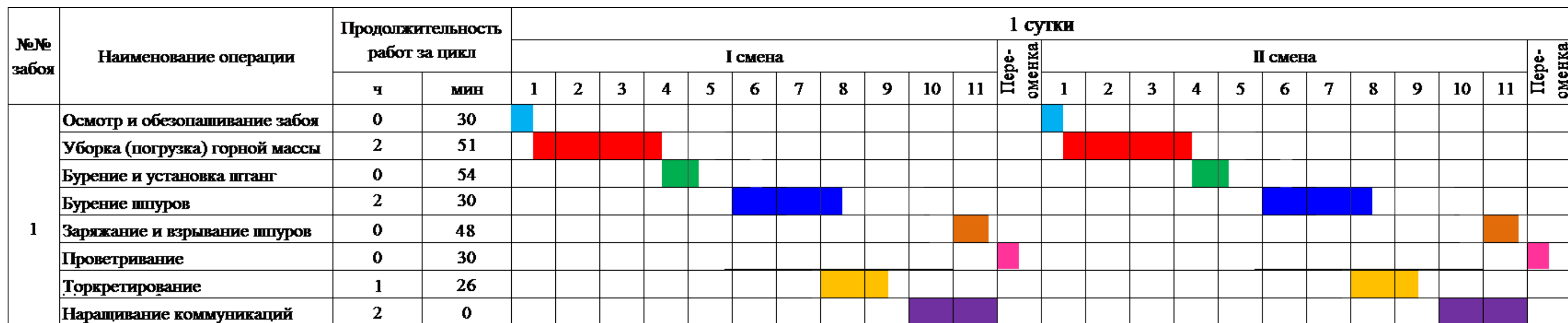
Рисунок 4.5.3.4.1 – График организации процесса монтажа рамной крепи



Рисунок 4.5.3.4.2 – Циклограмма выполнения горнопроходческих работ в рыхлых породах



Рисунок 4.5.3.4.3 – Циклограмма выполнения горнопроходческих работ в коренных породах



4.5.3.5 Вентиляция при проходке Наклонного спирального съезда

Проветривание Наклонного спирального съезда при проходке осуществляется по нагнетательной схеме. Свежая струя воздуха в забой подаётся вентилятором с поверхности по трубе Ø600мм, а отработанная - удаляется непосредственно по выработке на поверхность.

Расчёт количества воздуха, необходимого для проветривания ствола, определяется по следующим факторам:

- по наибольшему числу людей, одновременно работающих в съезде;
- по газам, образующимся при взрывных работах;
- по минимально допустимой скорости движения воздуха.

Расчёты выполнены на основании временной инструкции по расчету вентиляции рудников.

Расчетное количество воздуха, необходимого для проветривания забоя при проходке Наклонного спирального съезда, приведено в таблице 4.5.3.5.1.

Расчетное количество воздуха необходимого для проветривания забоя при проходке наклонного спирального съезда

Таблица 4.5.3.5.1

Наименование параметров по воздуху	Наклонный спиральный съезд
По наибольшему числу людей, м ³ /с	0,3
По минимальной скорости воздушной струи, м ³ /с	6,1
По газам от ВВ, м ³ /с- (Q _з)	2,3
Расчетное количество воздуха, м ³ /с	6,1
Вентилятор	ВМЭ-8 расчетные параметры Q _в =10 м ³ /с; Н _{тр} =3200 Па
Воздуховод (длина звена - 4м)	Ø600мм, L=1150м
Подвигание забоя за цикл, м	3,2 м
Место установки вентилятора	Поверхность не ближе 15м от устья

Расчетное количество воздуха необходимого для проветривания забоя определилось по фактору минимальной скорости воздушной струи и составило 6,1 м³/с. В качестве нагнетательного вентилятора принят ВМЭ-8 которые устанавливается на поверхности не ближе 15м от устья.

Рабочая документация вентилятора главного проветривания для выполнения строительно-монтажных и пуско-наладочных работ поставляются заводом-изготовителем при отгрузке продукции заказчику.

4.5.3.6 Водоотлив при проходке Наклонного спирального съезда

Технология проходки водоносных горизонтов описана в разделе 19.2

В случае если после мероприятий по осушению водоприток в горную выработку будет превышать 8м³/час необходимо произвести тампонаж обводненного участка путем устройства изоляционной завесы тампонажным раствором.

Технология устройства изоляционной завесы наклонный выработок описана в п.п. 4.5.2.6.

4.5.4 Основные расчетные положения для выбора типов и параметров крепи горных выработок

При выборе типа крепи и расчете параметров необходимо учитывать физико-механические свойства пород и степень их устойчивости, глубину горных работ, нормативные и расчетные характеристики крепи.

Для приближенной оценки устойчивости пород рекомендуется применять коэффициент K_y :

$$K_y = \frac{\sigma_n \cdot K_\sigma}{\sigma_{сж} \cdot K_{co} \cdot K_d} \quad (4.5.4.1)$$

где σ_n - величина напряжений в нетронутом массиве; в вертикальной плоскости $\sigma_n = \gamma H$, а в горизонтальной $\sigma_n = \lambda \gamma H$, МПа;

γ - средневзвешенный по глубине объемный вес пород, МН/м³;

H – глубина заложения выработки, м;

λ - коэффициент бокового распора, $\lambda \approx 0,33$;

K_σ - коэффициент концентрации напряжений на контуре выработки; принимается в зависимости от формы сечения выработки: для арочной - $K_\sigma = 2,5$, для сводчатой - $K_\sigma = 3$, для прямоугольной (трапециевидной) - $K_\sigma = 3,5$;

$\sigma_{сж}$ - прочность пород на одноосное сжатие в образце, МПа;

K_{co} - коэффициент структурного ослабления пород в массиве;

K_d - коэффициент, учитывающий влияние времени на устойчивость пород, который принимается по таблице 4.5.4.1.

Значения коэффициента K_d в зависимости от срока службы выработок и обводненности* пород

Таблица 4.5.4.1

Срок службы выработки	Значения коэффициента K_d	
	в сухих породах	в обводненных породах
до 1 года	0,9	0,85
до 5 лет	0,8	0,75
более 5 лет	0,7	0,65

* Под обводненными породами понимают породы с коэффициентом влажности $W > 0,3$, что соответствует притокам воды 2 м³/час и более.

В первом приближении степень устойчивости пород по значению коэффициента K_y принимается:

- породы весьма устойчивые - $K_y \leq 0,2$; деформации породного контура практически отсутствуют, грузонесущая крепь не требуется; в редких случаях на участках повышенной трещиноватости достаточно набрызг-бетонное покрытие толщиной 2-3 см;

- породы устойчивые - $0,2 < K_y \leq 1,0$; грузонесущая крепь не требуется; на участках повышенной трещиноватости достаточно набрызг-бетонное покрытие толщиной 3-5 см;

- породы средней устойчивости - $1,0 < K_y \leq 1,6$; расчет горного давления (нагрузки на крепь) проводят по инженерным методикам; для таких пород наиболее предпочтительна штанговая крепь в сочетании с набрызг-бетоном;

- породы неустойчивые - $1,6 < K_y \leq 3,0$; расчет горного давления производят инженерными методами; для крепления выработок требуются поддерживающие виды крепи;

- породы весьма неустойчивые - $K_y > 3,0$; требуются усиленные арочные металлические крепи; проходка и крепление осуществляются по спецпроектам.

Нагрузка на поддерживающую крепь на 1 м² кровли определяется по формуле:

$$P = \gamma h_{св}, \text{ МПа} \quad (4.5.4.2)$$

где γ - объемный вес пород в своде обрушения, МН/м³;

$h_{св}$ - высота возможного свода обрушения, которая определяется по формуле:

$$h_{св} = \frac{\frac{B}{2} + h \cdot \operatorname{ctg}\left(45^\circ + \frac{\rho}{2}\right) \cdot K_3}{f}, \text{ м} \quad (4.5.4.3)$$

где B - ширина выработки, м;

h - высота выработки в середине пролета, м;

ρ - угол внутреннего трения пород, град;

f - коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протоdjяконова;

K_3 - коэффициент запаса; его значение принимается в зависимости от степени трещиноватости пород: для слаботрещиноватых $K_3 = 2,0$; для среднетрещиноватых $K_3 = 2,2$; для сильнотрещиноватых $K_3 = 2,4$.

В выработках, подверженных сильным деформациям со значительным смещением боковых пород, нагрузки на крепь рассчитываются по методикам, изложенным в СНиП II-94-80.

4.5.5 Технология проходки и крепления горизонтальных и наклонных выработок

Технологию проходки и крепления горно-капитальных выработок определяют устойчивость вмещающих пород, а также принятые для них на основании выполненных расчётов виды и конструкции крепи выработок, формы и размеры поперечных сечений которых определены с учётом:

- обеспечения безопасности работ;
- горного оборудования, размещаемого в выработке, с обеспечением минимальных зазоров, предусмотренными «Правилами обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы» [3];
- количества проходящего воздуха;
- срока службы и назначения выработки.

При выборе мест размещения выработок были учтены устойчивость пород, слоистость и углы их залегания, а также расстояния между ними с целью исключения взаимного влияния. В результате удалось исключить расположение горно-капитальных выработок по простиранию разломов, в зонах крупных тектонических нарушений.

Ввиду того, что на месторождении породы среднеустойчивые, Проектом, с целью безопасности труда, предусматривается крепление горно-капитальных и горно-подготовительных выработок, а также сопряжений независимо от их назначения и срока службы. При проведении горизонтальных и наклонных выработок Проектом предусматривается наиболее приемлемая при использовании самоходного горного оборудования форма поперечного сечения выработок: с вертикальными стенками и сводом, образуемого тремя плавно сопрягающимися поверхностями.

В зависимости от категории устойчивости и оценки состояния устойчивости вмещающих пород месторождения и в соответствии со СНиП II-94-80 [57], Проектом приняты следующие виды и конструкции крепи с их условными обозначениями:

для I категории (состояние пород - устойчивое) – комбинированная крепь, состоящая из набрызг-бетона толщиной 30 мм (постоянная крепь) в сочетании с железобетонными анкерами (временная крепь) – далее **К-1**;

- для пород III категории (состояние пород - неустойчивое) – комбинированная крепь, состоящая из набрызг-бетона толщиной 150 мм (постоянная крепь) в сочетании с железобетонными штангами и металлической сеткой (временная крепь) – далее **К-2**.

Принятое в проекте применение набрызг-фибробетона основано на том, что при этом достигается полный контакт с породным контуром и изоляция породы от воздействия рудничной атмосферы за счёт хорошего уплотнения бетонной смеси. В сравнении с монолитным бетоном, возводимом в опалубке, при одинаковой с ним толщине набрызг-бетон имеет почти в 2 раза большую несущую способность. При этом резко сокращается

ручной труд, уменьшается пролёт выработки за счёт уменьшения её поперечного сечения, что безусловно повышает производительность и, что важнее всего, безопасность труда.

Процесс изготовления, доставки и нанесения набрызг-фибробетонной смеси на стенку и кровлю выработок может быть механизирован за счёт применения современных самоходных машин PAUS, оборудованных:

- специальной установкой «PAUS-MEYCO Cobra» для нанесения смеси;

- миксером типа UNI-50 для перемешивания и доставки бетонной смеси к месту выполнения работ. При этом изготовление набрызг-фибробетонной смеси будет производиться на поверхности шахты на специально предусмотренной для этого площадке, где будут храниться строительные материалы и установлено оборудование для загрузки барабана миксера. По данной схеме исключается привлечение рабочих для приготовления смеси и дополнительное пылеобразование в подземных условиях, что повышает безопасность труда и не загрязняет рудничную атмосферу.

Проектом не исключается применение других торкрет машин типа Меуко Potenza, ручного способа крепления набрызг-фибробетоном с применением торкрет установки типа SPM 500 Wetkret, при I-ой категории пород по устойчивости свыше 50%.

При любой категории пород по устойчивости до возведения постоянной крепи обязательно будет устанавливаться временная анкерная крепь, состоящая из железобетонных штанг, которые при возведении постоянной крепи не демонтируются, не извлекаются и оставляются в закрепном пространстве.

4.5.6 Расчет горного давления в горизонтальных и наклонных выработках

При выборе расчетной схемы величины горного давления учитывают три возможных режима взаимодействия крепи и породного массива: режим заданной нагрузки (величина нагрузки не зависит от деформационных характеристик массива и характеристик несущей способности крепи); режим совместного деформирования массива и крепи; режим заданных деформаций (величина нагрузки определяется деформациями массива и не зависит от характеристики крепи).

Для выбора метода расчета по заданной нагрузке можно использовать следующую градиацию устойчивости пород по запасу прочности пород на контуре выработки: кровля и бока устойчивы ($n \geq 4$); кровля и бока относительно устойчивы ($1 < n < 4$), кровля и бока неустойчивы ($n \leq 4$).

На основе запаса прочности используется классификация режимов заданной нагрузки для выбора расчетной схемы горного давления в скальных породах, которые не испытывают перед разрушением заметных пластических деформаций (таблица 4.5.6.1).

Расчетная схема горного давления в скальных породах

Таблица 4.5.6.1

№ схемы	Значение запаса прочности кровли и боков	Режим заданной нагрузки на крепь и расчетная схема
0	$n_k \geq 4$ $n_b \geq 4$	Нагрузка на крепь отсутствует и выработка может быть пройдена без крепи. В местах геологических нарушений и в зонах сильной трещиноватости, необходимо торкретирование бетона толщиной до 3 см
1	$n_k \leq 1$ $n_b \geq 4$	Крепь несет полную нагрузку со стороны кровли от веса пород внутри свода естественного равновесия. Бока устойчивы. Применяется расчетный метод М.М. Протодяконова (рис. 1.1)
2	$n_k \leq 1$ $n_b \leq 1$	Крепь несет полную нагрузку со стороны кровли и боков; образуется новый контур выработки: в кровле – свод, в боках призмы сползания. Применяется расчетный метод П.М. Цимбаревича (рис. 1.2)
3	$1 < n_k < 4$ $1 < n_b < 4$	Крепь не несет постоянной нагрузки, так как кровля и бока относительно устойчивы, но возможны локальные вывалы. Нагрузка определяется по формулам нагрузки от локального вывала или определяются путем деления нормативных нагрузок, полученных по расчетному методу №2, на коэффициенты запасов прочности
4	$n_k \geq 4$ $n_b \leq 1$	Крепь испытывает полную нагрузку только со стороны боков (кровля устойчива). Нагрузка со стороны боков определяется как боковое давление на подпорную стенку

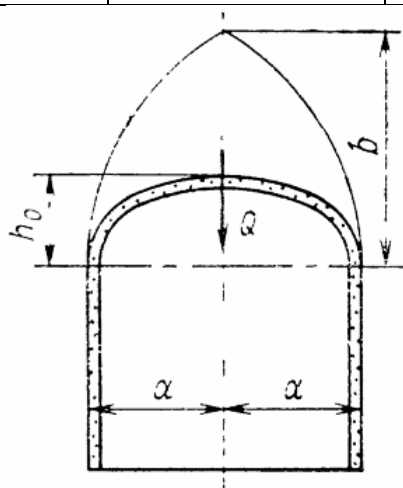


Рисунок 4.5.6.1 – Схема к расчету горного давления на крепь при неустойчивой кровле и устойчивых боках

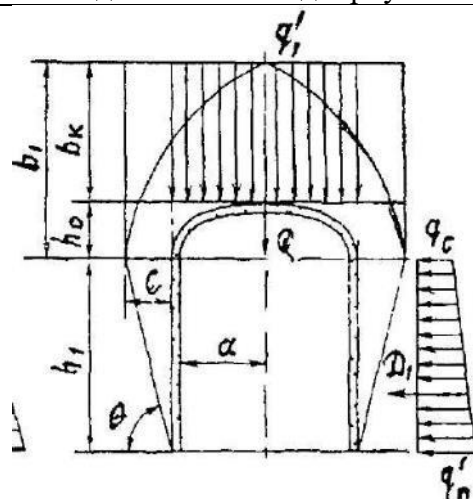


Рисунок 4.5.6.2 - Схема к расчету горного давления на крепь при неустойчивых кровле и боках

Расчетные формулы для определения нормативного давления на крепь сведены в таблицы. В таблице 4.5.6.2 даны расчетные формулы для выработок, при неустойчивых породах кровли и устойчивых боках ($n_k \leq 1$; $n_b \geq 4$), а также при относительно устойчивой кровле и устойчивых боках ($1 < n_k < 4$; $n_b \leq 4$).

В таблице 4.5.6.2 даны расчетные формулы нормативного давления при неустойчивой кровле и боках ($n_k \leq 1$; $n_\phi \leq 1$), а также при относительно устойчивой кровле и неустойчивых боках ($1 < n_k < 4$; $n_\phi \leq 1$).

Расчетные формулы нормативного давления при неустойчивой кровле и боках ($n_k \leq 1$; $n_\phi \leq 1$)

Таблица 4.5.6.2

Расчетные параметры	Запасы прочности			
	$n_k \leq 1$	$n_{\phi} \geq 4$	$1 < n_k < 4$	$n_{\phi} \geq 4$
Высота свода обрушения	$e = \left(\frac{a}{tg \varphi} \right) - h_0$		$e^1 = \left(\frac{a}{n_k \cdot tg \varphi} \right) - h_0$	
Интенсивность нормативного давления	$q_n = e \cdot \gamma$		$q_n^1 = e^1 \cdot \gamma$	
Нормативная нагрузка (на раму)	$Q = \frac{4}{3} a \left(\frac{a}{tg \varphi} - h_0 \right) \cdot \gamma \cdot L$		$Q^1 = \frac{4}{3} a \left(\frac{a}{n_k \cdot tg \varphi} - h_0 \right) \cdot \gamma \cdot L$	
Примечание: a – полупролет выработки вчерне (проектный размер в проходке); $tg \varphi$ – коэффициент внутреннего трения; h_0 – высота искусственного свода по проекту; n_k – запас прочности кровли; L – расстояние между рамами				

Расчетные формулы нормативного давления при неустойчивой кровле и боках ($1 < n_k < 4$; $n_\phi \leq 1$)

Таблица 4.5.6.3

Расчетные параметры	Запасы прочности	
	$n_k \leq 1$; $n_\phi \leq 1$	$1 < n_k < 4$; $n_\phi \leq 1$
Высота свода обрушения	$e_k = \frac{a + h_1 \cdot \operatorname{ctg} \theta}{\operatorname{tg} \varphi} - h_0$	$e_k^1 = \frac{a + h_1 \cdot \operatorname{ctg} \theta}{n_k \cdot \operatorname{tg} \varphi} - h_0$
Высота свода равновесия	$e_1 = e_k + h_0$	$e_1^1 = e_k^1 + h_0$
Интенсивность давления со стороны кровли	$q_1^1 = e_k \cdot \gamma$	$q_2^1 = e_k^1 \cdot \gamma$
Нагрузка на верхняк рамы	$Q = 2 \cdot a \cdot q_1^1 \cdot L$	$Q^1 = 2 \cdot a \cdot q_2^1 \cdot L$
Интенсивность бокового давления на высоте вертикальной стенки	$q_c = e_1 \cdot \gamma \cdot \lambda_2$	$q_c^1 = e_1^1 \cdot \gamma \cdot \lambda_2$
Интенсивность бокового давления у почвы	$q_n = (e_1 + h_1) \cdot \gamma \cdot \lambda_2$	$q_n^1 = (e_1^1 + h_1) \cdot \gamma \cdot \lambda_2$
Боковое давление	$D_1 = 0,5(q_c + q_n) \cdot h_1$	$D_1^1 = 0,5(q_c^1 + q_n^1) \cdot h_1$
Примечание: a – полупролет выработки вчерне; φ – угол внутреннего трения; $\lambda_2 = \operatorname{tg}(45 - \varphi/2)$ – коэффициент бокового распора; h_1 – высота вертикальной стенки; h_0 – высота свода по проекту; L – расстояние между рамами; $\theta = (45 + \varphi/2)$		

Оцениваем напряженное состояние пород на контуре по следующим формулам:

для боков:

$$\sigma_{\max} = K_1 \gamma H, \text{ МПа} \quad (4.5.6.1)$$

для кровли:

$$\sigma_{min} = K_2 \lambda_1 \gamma H, \quad \text{МПа} \quad (4.5.6.2)$$

где K_1 и K_2 – коэффициенты концентрации сжимающих и растягивающих напряжений, для прямоугольно сводчатой формы $K_1 = 2$; $K_2 = 0,4$; λ_1 – коэффициент бокового распора, $\lambda_1 = \frac{\mu}{(1-\mu)} = 0,3$, где μ – коэффициент Пуассона. Остальные обозначения прежние.

Тогда, 1-й слой:

$$\sigma_{max} = 2 \cdot 2500 \cdot 83 = 4,1 \text{ МПа.}$$

$$\sigma_{min} = 0,4 \cdot 0,3 \cdot 2500 \cdot 83 = 0,3 \text{ МПа.}$$

2-й слой:

$$\sigma_{max} = 2 \cdot 2700 \cdot 130 = 7,02 \text{ МПа.}$$

$$\sigma_{min} = 0,4 \cdot 0,3 \cdot 2700 \cdot 130 = 0,42 \text{ МПа.}$$

3-й слой:

$$\sigma_{max} = 2 \cdot 3100 \cdot 663 = 41,1 \text{ МПа.}$$

$$\sigma_{min} = 0,4 \cdot 0,3 \cdot 3100 \cdot 663 = 2,5 \text{ МПа.}$$

Рассчитываем запасы прочности рудного массива в кровле и боках выработки:

1-й слой:

$$n_{\sigma} = \frac{R_{сж}}{\sigma_{max}} = \frac{20,56}{4,1} = 5,01 > 4.$$

$$n_{\kappa} = \frac{R_p}{\sigma_{max}} = \frac{2,05}{0,3} = 6,8 > 4.$$

2-й слой:

$$n_{\sigma} = \frac{R_{сж}}{\sigma_{max}} = \frac{35,8}{7,02} = 5,09 > 4.$$

$$n_{\kappa} = \frac{R_p}{\sigma_{max}} = \frac{3,58}{0,4} = 8,9 > 4.$$

3-й слой:

$$n_{\sigma} = \frac{R_{сж}}{\sigma_{max}} = \frac{48,1}{41,1} = 1,17 < 4.$$

$$n_{\kappa} = \frac{R_p}{\sigma_{max}} = \frac{4,81}{2,5} = 1,9 < 4.$$

Оцениваем состояние устойчивости пород по таблице 4.5.4. Первые два слоя устойчивы. Нагрузка на крепь минимальная и протяженные участки выработка может быть пройдена без крепи. В местах геологических нарушений, в зонах сильной трещиноватости и на сопряжениях необходимо торкретирование бетона толщиной до 3 см или применить комбинированную крепь.

По 3-му слою, крепь не несет постоянной нагрузки, так как кровля и бока относительно устойчивы, но возможны локальные вывалы. Нагрузка определяется по формулам нагрузки от локального вывала или определяются путем деления нормативных нагрузок.

В связи с этим дальнейшие расчеты будем вести только по данным 3-го слоя. Так как первые два слоя устойчивы.

Выбираем метод расчета горного давления по таб. 4.5.6.2 и 4.5.6.3 Для случая $1 < n < 4$ крепь не несет постоянной нагрузки (расчетная схема №3). Расчет нормативной нагрузки будем вести по схеме №2 (когда $n_k \leq 1$; $n_6 \leq 1$) с учетом запасов прочности.

Для расчета принята горизонтальная выработка (квершлаг) с сечением $14,44 \text{ м}^2$.

Высота свода обрушения с учетом запаса прочности пород кровли при $h_1 = h_3$ и $a = 0,5B_1$:

$$b_k^1 = \frac{0,5B_1 + h_3 \operatorname{ctg}\left(45^\circ + \frac{\varphi}{2}\right)}{n_k \operatorname{tg}\varphi} - h_o = \frac{0,5 \cdot 3,87 + 2,7 \operatorname{ctg}\left(45^\circ + \frac{41}{2}\right)}{1,9 \cdot 0,87} - 1,295 = 0,62 \text{ м.}$$

Интенсивность нагрузки со стороны кровли:

$$q_2^1 = b_k^1 \cdot \gamma = 0,62 \cdot 3100 \cdot 10 = 19220 \text{ Па.}$$

Интенсивность боковой нагрузки у почвы выработки:

$$q_{\text{п}}^1 = (b_k^1 + h_3) \gamma \lambda_2 = (0,62 + 2,7) 3100 \cdot 0,23 \cdot 10 = 23672 \text{ Па.}$$

$$\lambda_2 = \operatorname{tg}^2\left(45^\circ - \frac{41^\circ}{2}\right) = 0,23.$$

По результатам проведенных расчетов, кровля и бока относительно устойчивы, но требуется применение набрызгбетонной крепи, возможно анкерная крепь.

Расчет для наклонной выработки ведем по методу П.М. Цимбаревича для $n_k \leq 1$ и $n_6 \leq 1$ с поправками на запасы прочности и угол наклона выработки.

Рассчитываем высоту свода обрушения, предварительно определив вертикальную высоту стенки и высоту искусственного свода:

$$h_2 = \frac{h_1}{\cos\alpha} = \frac{2,7}{0,98} = 2,7 \text{ м.}$$

$$h_c = \frac{h_0}{\cos\alpha} = \frac{1,3}{\cos 9^\circ} = 1,3 \text{ м.}$$

$$b_2 = \frac{a + h_2 \operatorname{ctg}\theta}{n_k \operatorname{tg}\varphi} - h_c = \frac{1,93 + 2,7 \cdot 0,46}{1,9 \cdot 0,87} - 1,3 = 0,6 \text{ м.}$$

Определяем вертикальное нормативное давление на крепь: со стороны кровли:

$$q_k = b_2 \gamma = 0,6 \cdot 3100 \cdot 10 = 18,6 \text{ кПа,}$$

боковое горизонтальное на высоте стенки (при $q_2 = q_k$):

$$q_c = q_2 \lambda_2 = 18,6 \operatorname{tg}^2\left(45^\circ - \frac{41^\circ}{2}\right) = 3,7 \text{ кПа,}$$

у почвы выработки:

$$q_{\text{п}} = (b_2 + h_2)\gamma\lambda_2 = (0,6 + 2,7)3100 \cdot 0,22 \cdot 10 = 22,5 \text{ кПа.}$$

Боковая линейная нагрузка:

$$D = 0,5(q_c + q_{\text{п}})h_2 = 0,5(3,7 + 22,5)2,7 = 35,4 \text{ кН/м.}$$

Нормальное давление со стороны кровли:

$$q_{\text{н}} = q_{\text{к}}\cos 9^\circ = 18,6 \cdot 0,98 = 18,2 \text{ кПа.}$$

По результатам проведенных расчетов, кровля и бока наклонной выработки относительно устойчивы, по категории устойчивости пород требуется набрызгбетонная, анкерная и комбинированная крепь. В местах геологических нарушений, в зонах сильной трещиноватости рекомендуется применить металлическую арочную крепь.

4.5.7 Расчет крепи горизонтальных и наклонных выработок

Выветрелые породы

На основании анализа горно-геологических и горнотехнических условий месторождения, а также с учетом того, что геотехнические параметры объекта не до конца изучены, в том числе не до конца изучено развитие сети разломов и направление трещиноватости для крепления и поддержания горных выработок можно применять широкий спектр креплений: набрызг-бетонную, анкерную (штанговую), комбинированную (штанги, набрызг-бетон), металлическую арочную податливую (весьма неустойчивые породы, разломы), монолитную бетонную крепи - с учетом оперативной обстановки по факту вскрытия.

Планом горных работ рассмотрены возможные случаи, которые с учетом недостаточности данных по горному массиву, могут встретиться при отработке месторождения, и в 97% горных выработок будет применено то, что описано ниже в разделе.

В основном горный массив сложен весьма крепкими породами возможны возникновение нештатных ситуаций, с которыми придется дополнительно разбираться по факту вскрытия месторождения.

Выветрелые породы месторождения по классификации устойчивости относятся к III категории (состояние пород-неустойчивое), в связи с этим рассмотрен вариант проходки по выветрелым породам с применением монолитной бетонной крепи.

По выветрелым породам будет осуществляться проходка Наклонного транспортного съезда.

Геометрические параметры монолитной бетонной крепи с вертикальными стенами и сводчатым перекрытием Наклонного транспортного съезда при ширине выработки в свету 5,574 м и коэффициенте крепости пород по Протоdjаконову 1 (в связи с недостаточной изученностью геомеханических свойств слагающих месторождение пород коэффициент крепости принят по VII категории крепости пород) могут быть определены по следующим формулам:

$$\delta_c = 0,06 \sqrt{\frac{l_0}{h_c}} \left(1 + \sqrt{\frac{l_0}{f}}\right) = 0,06 \sqrt{\frac{5,574}{2,787}} \left(1 + \sqrt{\frac{5,574}{1}}\right) = 0,285 \quad (4.5.7.1)$$

где l_0 – ширина выработки в свету, м;

h_c – высота свода (стрела подъема свода в свету), м;

f – коэффициент крепости пород по М. М. Протодяконову, в которых расположена выработка;

Высота свода:

$$h_c = \frac{l_0}{2\sqrt{f}} = \frac{5,574}{2\sqrt{1}} = 2,787 \quad (4.5.7.2)$$

Толщина крепи в пяте свода:

$$\delta_{\text{п}} = (1,2 \div 1,5)\delta_c = 1,2 \times 0,285 = 0,342 \quad (4.5.7.3)$$

толщина несущих прямых стен:

$$\delta_{\text{сп}} = (1,2 \div 1,5)\delta_c = 1,2 \times 0,285 = 0,342 \quad (4.5.7.4)$$

толщина фундамента стен:

$$\delta_{\text{ф}} = (1,2 \div 1,5)\delta_{\text{ст}} 1,2 \times 0,342 = 0,410 \quad (4.5.7.5)$$

Толщину монолитной бетонной крепи принимаем исходя из толщины несущих прямых стен 342 мм.

Для Спирального транспортного съезда при ширине выработки в свету 3,174 м и коэффициенте крепости пород по Протодяконову 1 геометрические параметры представлены в таблице 4.5.7.1:

Таблица 4.5.7.1

толщина свода в замке, м	δ_c	0.236
толщина крепи в пяте свода, м	$\delta_{\text{п}}$	0.283
толщина несущих прямых стен, м	$\delta_{\text{сп}}$	0.283
толщина фундамента стен, м	$\delta_{\text{ф}}$	0.340
ширина выработки в свету, м	l_0	3.174
высота свода (стрела подъема свода в свету), м	h_c	1.587
коэфф. крепости пород по Протодяконову	f	1.000

Толщину монолитной бетонной крепи принимаем исходя из толщины несущих прямых стен 283 мм

По коренным породам.

Коренные породы месторождения по классификации устойчивости («Руководство по проектированию подземных горных выработок и расчету крепи» Москва, Строиздат, 1983) относятся к I категории (состояние пород-устойчивое) и крепости пород по Протодяконову ко II категории. В следствии недостаточной изученности месторождения коэффициент крепости пород по Протодяконову был принят из имеющихся данных (Протокол испытаний, Испытательный центр ТОО «Центргеоаналит») по самому низкому значению 18,2. Для выработок в коренных породах был рассмотрен вариант о применении набрызг-бетонной крепи в комбинировании с анкерной крепью.

Наклонный транспортный съезд

Толщина набрызг-бетонной крепи капитальных горизонтальных и наклонных горных выработок согласно пособия «Выбор и расчет крепей и обделок подземных сооружений» КГТУ. г. Кемерово, 2010г определяется по формуле:

$$\delta = \frac{0,35b}{6} \sqrt{\frac{K_n n_c (P + P_{\text{гид}})}{m_y R_{bt}}} \quad (4.5.7.6)$$

где: b – ширина сооружения в проходке;

K_n – коэфф. надежности, зависящий от класса сооружения, 1,25

n_c – коэффициент сочетаний нагрузок, 1,1;

m_y – коэффициент условий работы, для армированных набрызгбетонов 1.

P – расчетная нагрузка от горного давления;

$P_{\text{гид}}$ – нагрузка от гидростатического давления

R_{bt} – расчетное сопротивление бетона растяжению

Расчетная вертикальная нагрузка P на набрызгбетонную крепь горизонтальных и наклонных выработок определяется по формуле:

$$P = K_{\text{п}} K_n m_{\text{в}} P_{\text{в}} \quad (4.5.7.7)$$

где $K_{\text{п}}$ – коэффициент перегрузки, 1,25;

K_n – коэффициент, учитывающий назначение выработки, 1,1;

$m_{\text{в}}$ – коэффициент, учитывающий влияние способа проведения выработки;

$P_{\text{в}}$ – вертикальная нагрузка на крепь, принимаемая за нормативную.

Нагрузка $P_{\text{в}}$ определяется из выражения

$$P_{\text{в}} = \gamma b \quad (4.5.7.8)$$

где γ – объемный вес пород кровли в пределах возможного вывала;

b – высота зоны опасных деформаций и возможного вывала пород кровли выработки, м.

$$b = \frac{a}{f K_c} \quad (4.5.7.9)$$

где a – полупролет выработки;

f – коэффициент крепости пород по Протодяконову;

K_c – коэффициент структурно-текстурного ослабления пород.

Поскольку отсутствуют данные по среднему расстоянию между поверхностями ослабления пород, влияющие на коэффициент структурно-

текстурного ослабления пород K_c (табл. 4.5.7.2) был произведен расчет по худшему варианту при коэффициенте $K_c = 0,2$,

$$b = \frac{2,857}{18,22 \cdot 0,2} = 0,784$$

тогда:

$$P_b = 27,75 \times 0,784 = 21,76$$

Расчетная вертикальная нагрузка:

$$P = 1,25 \cdot 1,1 \cdot 1 \cdot 21,76 = 29,92 \text{ кН/м}^2 = 0,0299 \text{ МПа}$$

Таблица 4.5.7.2

Среднее расстояние между поверхностями ослабления пород, м	K_c – коэффициент структурно-текстурного ослабления пород
Более 1,5	0,9
От 1,5 до 1	0,8
От 1 до 0,5	0,6
От 0,5 до 0,1	0,4
Менее 0,1	0,2

$$\delta = \frac{0,35 \cdot 5,64}{6} \sqrt{\frac{1,25 \cdot 1,1 \cdot (0,0295 + 0)}{1 \cdot 1,05}} = 0,066 \text{ м}$$

Расчетная толщина набрызг-бетонной крепи для Наклонного транспортного съезда при отсутствии гидростатического давления представлена в таблице 4.5.7.3

Таблица 4.5.7.3

толщина набрызгбетона, м	δ	0.066
ширина сооружения в проходке, м	$b_{п}$	5.714
коэффициент надежности, зависящий от класса сооружения;	K_n	1.25
коэффициент сочетаний нагрузок, для капитальных горизонтальных и наклонных горных выработок - 1.1	n_c	1.1
расчетная нагрузка от горного давления, МПа;	P	0.0299
расчетная нагрузка от гидростатического давления, МПа;	$P_{гид}$	0
коэффициент условий работы, принимаемый = 1 для армированных набрызг-бетонов и 0,6 для неармированных;	m_y	1
расчетное сопротивление бетона растяжению, МПа.	R_{bt}	1.05

Расчетная толщина набрызг-бетона в комбинировании с анкерной крепью при коэффициенте структурно-текстурного ослабления пород $K_c = 0,2$ равна 66мм.

Также были произведены расчеты при всех значениях K_c .

Результаты расчетов толщины набрызг-бетонной крепи при отсутствии гидростатического давления и при различных значениях K_c представлены в таблице 4.5.7.4

Таблица 4.5.7.4

Коэффициент, структурно-текстурного ослабления пород	K_c	0.9	0.8	0.6	0.4	0.2
Расчетная вертикальная нагрузка на крепь, кН/м ²	$P_{в.н}$	6.65	7.48	9.97	14.96	29.91
Толщина набрызгбетона, м	δ	0.031	0.033	0.038	0.047	0.066

Транспортный штрек

Для расчета набрызг-бетонной крепи Транспортного штрека будут применены следующие параметры:

ширина сооружения в проходке $b_n = 3.954$

высота зоны опасных деформаций и возможного вывала пород кровли выработки:

$$b = \frac{1,97}{18,22 \cdot 0,2} = 0,543$$

вертикальная нагрузка на крепь:

$$P_b = 27,75 \cdot 0,543 = 15,07$$

Расчетная вертикальная нагрузка:

$$P = 1,25 \cdot 1,1 \cdot 1 \cdot 15,06 = 20,72 \text{ кН/м}^2$$

Расчетная толщина набрызг-бетонной крепи для Транспортного штрека при отсутствии гидростатического давления представлена в таблице 4.5.7.5

Таблица 4.5.7.5

толщина набрызгбетона, м	δ	0.038
ширина сооружения в проходке, м	b_n	3.954
коэффициент надежности, зависящий от класса сооружения;	K_n	1.25
коэффициент сочетаний нагрузок, для капитальных горизонтальных и наклонных горных выработок - 1.1	n_c	1.1
расчетная нагрузка от горного давления, МПа;	P	0.0207
расчетная нагрузка от гидростатического давления, МПа;	$P_{гид}$	0
коэффициент условий работы, принимаемый = 1 для армированных набрызг-бетонов и 0,6 для неармированных;	m_y	1
расчетное сопротивление бетона растяжению, МПа.	R_{bt}	1,05

Расчетная толщина набрызг-бетона равна 38 мм. Толщину набрызг-бетонной крепи принимаем 40мм.

В случае среднего расстояния между поверхностями ослабления пород от 0,5 до 0,1 (коэффициент структурно-текстурного ослабления пород $K_c = 0,4$) расчетная толщина набрызг-бетона равна 27 мм. Согласно СНиП II-94-80 в породах I категории устойчивости набрызг-бетон предусматривается

толщиной не менее 30мм. Тогда при значениях $K_c \geq 0,4$ толщину набрызг-бетонной крепи принимаем 30мм.

Спиральный наклонный съезд

Для расчета набрызг-бетонной крепи Спирального наклонного съезда будут применены следующие параметры:

ширина сооружения в проходке $b_{\Pi} = 3.254$

высота зоны опасных деформаций и возможного вывала пород кровли выработки:

$$b = \frac{1,627}{18,22 \cdot 0,2} = 0,447$$

вертикальная нагрузка на крепь:

$$P_v = 27,75 \cdot 0,447 = 12,4$$

Расчетная вертикальная нагрузка:

$$P = 1,25 \cdot 1,1 \cdot 1 \cdot 12,4 = 17,05 \text{ кН/м}^2$$

Расчетная толщина набрызг-бетонной крепи для Спирального наклонного съезда при отсутствии гидростатического давления представлена в таблице 4.5.7.6

Таблица 4.5.7.6

толщина набрызгбетона, м	δ	0,028
ширина сооружения в проходке, м	b_{Π}	3,254
коэффициент надежности, зависящий от класса сооружения;	K_n	1,25
коэффициент сочетаний нагрузок, для капитальных горизонтальных и наклонных горных выработок - 1.1	n_c	1,1
расчетная нагрузка от горного давления, МПа;	P	0,0171
расчетная нагрузка от гидростатического давления, МПа;	$P_{гид}$	0
коэффициент условий работы, принимаемый = 1 для армированных набрызг-бетонов и 0,6 для неармированных;	m_y	1
расчетное сопротивление бетона растяжению, МПа.	R_{bt}	1,05

Расчетная толщина набрызг-бетона равна 28 мм. Согласно СНиП II-94-80 в породах I категории устойчивости набрызг-бетон предусматривается толщиной не менее 30мм. Вследствие этого для всех выработок шириной в проходке менее 3,23 м толщину набрызг-бетонной крепи принимаем 30мм.

Согласно протоколу испытаний встречаются интервалы V категории крепости (средние) с коэффициентом крепости по Протождяконову 4,9. Для данной категории пород был проведен дополнительный расчет толщины набрызг-бетонной крепи.

Результаты расчетов толщины набрызг-бетонной крепи наклонного транспортного съезда для пород V категории и при различных значениях K_c представлены в таблице 4.5.7.7

Таблица 4.5.7.7

Коэффициент, структурно-текстурного ослабления пород	K_c	0.9	0.8	0.6	0.4	0.2
Расчетная вертикальная нагрузка на крепь, кН/м ²	$P_{в.н}$	24,72	27,81	37,08	55,61	111,24
Толщина набрызгбетона, м	δ	0.060	0.064	0.073	0.090	0.127

Результаты расчетов толщины набрызг-бетонной крепи транспортного штрека для пород V категории и при различных значениях K_c представлены в таблице 4.5.7.8

Таблица 4.5.7.8

Коэффициент, структурно-текстурного ослабления пород	K_c	0.9	0.8	0.6	0.4	0.2
Расчетная вертикальная нагрузка на крепь, кН/м ²	$P_{в.н}$	17,12	19,24	25,66	38,49	76,97
Толщина набрызгбетона, м	δ	0.035	0.037	0.042	0.052	0.073

Результаты расчетов толщины набрызг-бетонной крепи Спирального наклонного съезда для пород V категории и при различных значениях K_c представлены в таблице 4.5.7.9

Таблица 4.5.7.9

Коэффициент, структурно-текстурного ослабления пород	K_c	0.9	0.8	0.6	0.4	0.2
Расчетная вертикальная нагрузка на крепь, кН/м ²	$P_{в.н}$	14,08	15,84	21,12	31,67	63,35
Толщина набрызгбетона, м	δ	Не менее 0,030	Не менее 0,030	0.032	0.039	0.055

В виду недостаточной изученности месторождения проектом предусматривается опережающее колонковое бурение из забоя выработки на глубину 50 метров вдоль оси выработки, по результатам которого определить среднее расстояние между поверхностями ослабления пород и согласно таблице 4.5.6.2 определить коэффициент, структурно-текстурного ослабления пород K_c . Далее по таблицам 4.5.6.7, 4.5.6.8, 4.5.6.9, в зависимости от сечения горной выработки и крепости пород, определять толщину набрызг-бетона.

4.5.8 Расчет анкерной и комбинированной крепи

Анкерную крепь применяют в качестве постоянной и временной конструкции, в самостоятельном виде и в сочетании с другими крепями в том числе набрызгбетонной крепью. Самостоятельном виде анкерную крепь можно применять при креплении подземных сооружений, размещенных в слабообводненных достаточно монолитных породах, вне зоны геологических

нарушений при смещениях пород кровли не более 100 мм. Кроме того, предельно возможная относительная деформация кровли горной выработки, закрепленной анкерами, не должна превышать 2%.

При смещениях кровли выработок 50-100 мм и более анкерную используют в комбинации. Условия работы анкерного болта в скважине и, следовательно, характер его взаимодействия с массивом горных пород зависят от способа его закрепления. Это и свою очередь зависит от горно-технических условий работы анкерной крепи.

Одним из приемлемых методов выбора типа анкера – это в зависимости от коэффициента крепости пород (таблица 4.5.8.1).

Таблица 4.5.8.1

Анкера	Коэффициент крепости пород f	Несущая способность, кН	Примечание
Клино-щелевой	6-10	Не более 60-70	При $10 < f < 6$ прочность закрепления замка резко уменьшается
Распорно-конусный и распорно-клиновой	<4 >4	Более 60-100 Не более 15-20	Практически несущая способность замка при $f > 4$ – 60-80 кН, полное сцепление замков с породой достигается при натяжении 40-50 кН
Железобетонный	2-3 10-15 и более	Около 100 Не более 200-250	Несущая способность обеспечивается при полном заполнении шпура
Сталеполимерный	Любой	140 (средняя)	Заполнение шпура полимербетоном 0,25-0,3 м, начальное натяжение 35-60 кН

Анкерная крепь снижает разницу смещений между различными точками зоны неупругих деформаций, однако полностью устранить ее не может. Поэтому в крепких трещиноватых породах целесообразно применять анкера, обеспечивающие передачу усилия на все слои пород. Такими анкерами являются железобетонные анкера.

Железобетонные анкера представляет собой цементно-песчаного раствора и стальной арматуры, такие анкера отличаются высокой прочностью закрепления, хорошо воспринимают сдвигающие и растягивающие нагрузки просты в изготовлении и дешевы. Главным недостатком железобетонного анкера значительная продолжительность его твердения.

В связи с этим для решения вышеуказанного недостатка железобетонной анкерной крепи рекомендуется применения специальной добавки для ускорения твердения цементно-песчаного раствора. В качестве

добавки целесообразно применить суперпластификатор «Релаксол». Дозировка Релаксола составляет 1,5% от массы цемента.

Для решения этих проблем Проектом предусматривается применение полимерных ампул АКЦ–600Н (SIS-патроны), выпускаемых на совместном предприятии «Карбо-ЦАКК», расположенного в г. Ленинск-Кузнецкий и созданного германской фирмой «Carbo-Tech», либо подобные ампулы типа АМК, выпускаемые ТОО «Минова Казахстан», находящегося в г. Караганды.

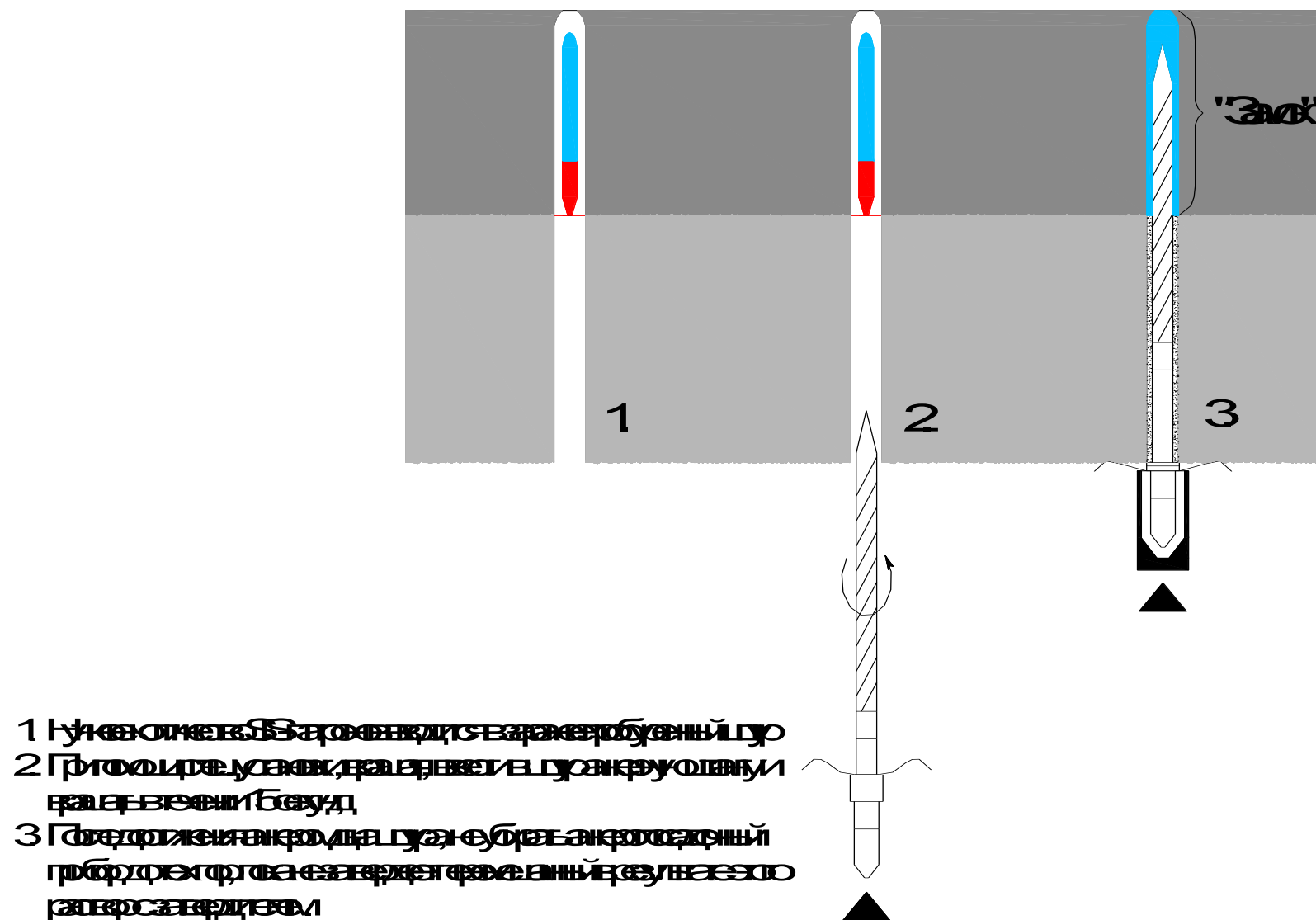
Каждая ампула, длиной 600 мм, представляет собой многослойную полиэтиленовую оболочку, наполненную смоляным раствором с минеральными добавками и размещённой в ней же изолированной камерой с отвердителем. Ампулы, для удержания их в шпуре, укомплектованы «парашютом» из полиэтилена.

Технология установки штанг с применением полимеров очень проста и надёжна (рисунок 4.5.8.1, 4.5.8.2). После введения ампулы до конца шпура туда же досылается штанга, которую вращают с помощью специального устройства в течение 15 сек с целью разрушения оболочки со смоляным раствором и камеры с отвердителем. При вращении штанги компоненты перемешиваются и отвердевают через 15-18 сек. Специальные тиксотропные добавки в смоляном растворе ампулы предотвращают его вытекание из шпура.

Образовавшийся «замок» из штанги и затвердевшего полимера длиной 0,5 м выдерживает нагрузку до 20 т.

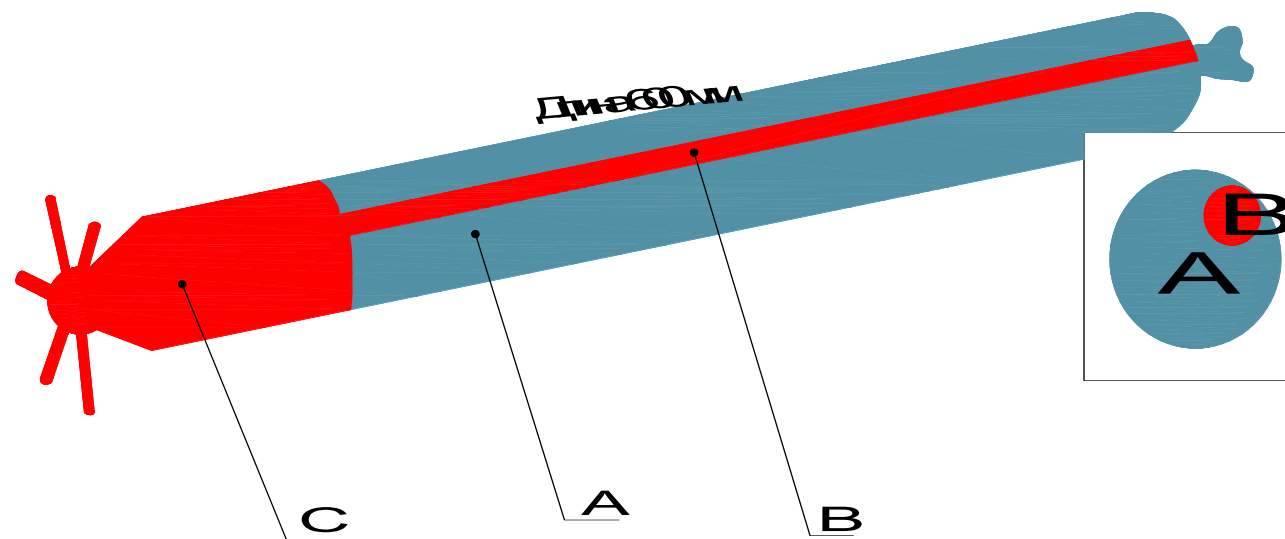
Для механизации и безопасности данного процесса может применяться самоходная платформа типа «ножницы» с гидроприводом, а также пневматические гайковёрты. Оставшееся незаполненным пространство шпура между его стенками и штангой заполняется песчано-цементным раствором в соотношении 1:1 за сутки до возведения набрызг-бетонной крепи. Для этого опорная плита отсоединяется от штанги, а её резьба временно, на время подачи раствора, закрывается специальным полиэтиленовым наконечником.

Раствор в шпур подаётся пневматическим нагнетателем ПН-1 по резиновому шлангу со специальной тонкостенной металлической трубкой на его конце с наружным диаметром 40 мм и длиной, соответствующей незаполненной части шпура. При введении трубки штанга размещается внутри неё. По мере подачи раствора трубка передвигается от «замка» к устью шпура до полного заполнения последнего. Окончательное крепление сетки к штангам и натяжение анкера производится через 24 часа после подачи раствора в шпур. После этого возводится постоянная набрызг-бетонная крепь. Схемы крепления анкерной крепью приведены на чертежах ПГР-37/20/ИКГр-ПР (листы 19,20).



- 1 Установка анкера в отверстие
- 2 Подъем анкера, создание полости
- 3 Подъем анкера, создание полости

Рисунок 4.5.8.1 Схематическое изображение процесса посадки анкера при частичном склеивании анкера



- А Камасолитизован (поверхностная полимеризация)
- В Камасолитизован (ранней фаз)
- С Управляющий элемент "Грань".

Рисунок 4.5.8.2 – Строение патрона - SiS (ампулы)

В сложных горно-геологических условиях, при проходке разломов с IV категорией по устойчивости пород, горизонтальные или наклонные выработки крепятся металлической арочной податливой крепью типа СВП. Для этого составляется паспорт крепления выработки, с указанием характеристики вмещающих пород, подписанный участковым геологом и утвержденный главным инженером рудника.

Отставание временной крепи от груди забоя при проходке горизонтальных и наклонных выработок не должно превышать:

- для II категории (состояние пород - среднеустойчивое) – не более 10,0 м;
- для пород III категории (состояние пород - неустойчивое) – не более 2,0 м.

С целью повышения безопасности и с учётом устойчивости вмещающих пород, технических возможностей самоходного оборудования Проектом предусматриваются следующие виды сопряжений и пересечений горных выработок:

- прямоугольное ответвление, применяемое на всех сопряжениях АТУ и этажных квершлагов;
- прямоугольное и тупоугольное примыкания выработок, применяемое на сопряжениях остальных выработок.

Все сопряжения расположены в основном в породах II категории по устойчивости, но их крепление, с учётом дополнительного обнажения, принимать как при креплении пород III категории по устойчивости (К-2). До засечки новой выработки сопряжение должно быть закреплено.

Если в процессе проведения вскрывающих выработок будут обнаружены существенные изменения горно-геологических условий, то в проектную схему вскрытия должны быть внесены соответствующие изменения.

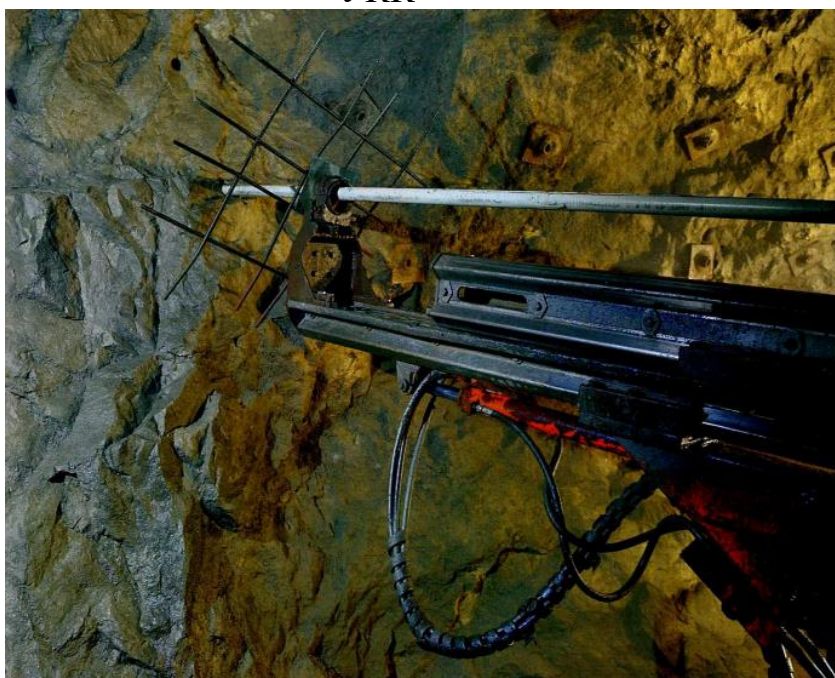
Для уточнения имеющихся данных о тектонических нарушениях, выявления новых и с целью прогнозирования возможных осложнений при проведении наклонного транспортного съезда, Планом горных работ предусматривается проведение эксплуатационной разведки.

Как альтернативный вид анкерного крепления, возможно применение на руднике Аксоран самозахватывающих анкеров (СЗА): конструкции усиленной комбинированной крепи на основе – СЗА-УКК и СЗА-Армокрепь, которые представлены на рис. 4.5.8.3, 4.5.8.4 соответственно.



1- анкер СЗА, 2 – опорная плита УКК размером 200х250 мм, 3 – замок -
металлический клин и арматурный фиксатор

Рисунок 4.5.8.3 - Конструкция усиленной комбинированной крепи СЗА-
УКК



Вид А



Вид Б

Рисунок 4.5.8.4 – Пример установки СЗА-Армокрепь с помощью самоходной буровой установки (вид А) и закрепленного свода сопряжения (Вид Б)

Технические данные:

Теоретическая минимальная нагрузка на анкер - 80 кН (8 т)

- средняя полученная действительная нагрузка на анкер - 100 кН (10 т).

Диаметр анкера - 33 мм.

Диаметр шпура - минимум 30 мм, максимум 32 мм.

Масса анкерной трубы на 1 метр - 1,53 кг.

Продолжительность службы анкера:

влажные породы - до 3-х лет.

сухие породы - более 3-х лет.

Анкер вставляется в пробуренный шпур различными способами, удобными (приемлемыми для потребителя):

вбивать вручную обыкновенным молотком;

применять для ввода различные механические ударные молотки;

или применять для вталкивания анкера различные гидравлические механизмы.

Внимание: анкер можно вбивать, вталкивать, но ни в коем случае анкер нельзя вводить крутящимся движением или прогибать.

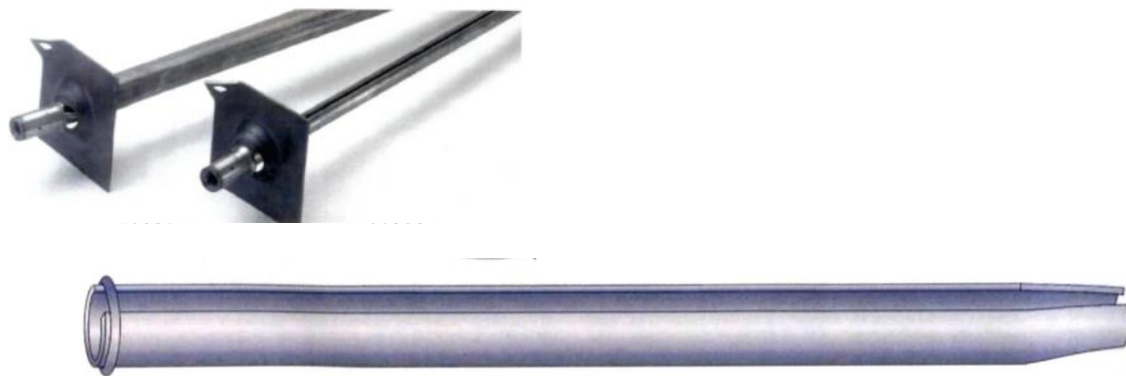


Рисунок 4.5.8.5 – Виды анкеров типа СЗА

При проходке горных выработок в породах средней и ниже категории устойчивости должны предусматриваться усиленные комбинированные способы крепления с применением анкеров, армирующей сетки и торкретбетона. Усиленная комбинированная крепь (УКК) должна повышать прочность торкретбетонного слоя и предохранять от вывалов отдельных структурных блоков породы за счет использования армирующей сетки, подвешиваемой к анкерам штанговой крепи.

Крепление водоотливной канавы бетоном Проектом не предусматривается. Предполагается, что подземные воды, поступающие в наклонный съезд только на определённых его участках, можно будет, используя благоприятное расположение выработок в пространстве, перепускать на нижние отметки с помощью специально пробуренных для этой цели скважин диаметром до 100 мм. Это решение позволит избежать заиливание водоотливной канавы наклонного съезда и размыва его дорожного покрытия.

При проведении выработок в сложных горно-геологических и горнотехнических условиях, при отсутствии возможности применения железобетонных анкеров рекомендуется применять полимерные ампулы марки АСП, АКЦ, АРП, АМК и т.п.

Основными параметрами анкерной крепи, подлежащими расчету, являются: прочность закрепления замка анкера в скважине; прочность штанги (элементов крепи) на разрыв; длина анкера; расстояние между анкерами (плотность размещения анкеров).

Расчет несущей способности железобетонного и сталеполимерного анкеров ведем в следующей последовательности.

Расчетная несущая способность стержня анкера из условия его прочности на разрыв:

$$P_c = FR_p m = 0,00025 \cdot 360 \cdot 1 = 90000, \text{ Н},$$

где F – площадь поперечного сечения стержня, м^2 (рекомендуемый диаметр стержня $d_c = 0,018 \text{ м}$); R_p – расчетное сопротивление материала стержня растяжению [52]: для горячекатаной круглой гладкой стали класса А-I

$R_p = 210$ МПа; для стали периодического профиля класса А-II $R_p = 270$ МПа; для стали периодического профиля класса А-III $R_p = 360$ МПа; m – коэффициент условий работы стержня анкера, который в обычных условиях работы можно принять равным 0,9-1.

Расчетная несущая способность стержня анкера из условия прочности его закрепления в бетоне или полимербетоне:

бетон:

$$P_3 = \pi d_c \tau_1 l_3 k_l m_1 = 3,14 \cdot 0,018 \cdot 12 \cdot 0,4 \cdot 0,55 \cdot 0,75 = 111909 \text{ Н}, (4.5.8.1)$$

полимербетон:

$$P_3 = \pi d_c \tau_1 l_3 k_l m_1 = 3,14 \cdot 0,018 \cdot 22 \cdot 0,3 \cdot 0,68 \cdot 0,75 = 190246 \text{ Н},$$

где d_c – диаметр арматурного стержня, м; τ_1 – сцепление стержня с бетоном, Па; l_3 – расчетная длина заделки, м; k_l – поправочный коэффициент на длину заделки; m_1 – коэффициент условий работы замка, значение которого принимают при сухой скважине 0,8, при влажной 0,6-0,7.

Экспериментальными работами установлено, что значение τ_1 уменьшается с увеличением длины заделки стержня. Для марки бетона 300÷400 $\tau_1 = 11 \div 12$ МПа; для полимербетона $\tau_1 = 20 - 24$ МПа. Установлено также, что прочность закрепления стержня периодического профиля диаметром 0,02-0,022 м при длине заделки 0,3-0,4 м в цементном бетоне и 0,2-0,25 м в полимербетоне соответствует его прочности на разрыв. Поэтому расчетную длину заделки принимают для цементного бетона 0,35-0,5 м, для полимербетона 0,25-0,3 м.

Величину поправочного коэффициента рекомендуется принимать:

l_3 , м	0,1	0,2	0,25	0,3	0,4
k_l при цементном бетоне	1	0,65	0,62	0,58	0,55
k_l при полимербетоне	1	0,75	0,72	0,68	0,65

Расчетная несущая способность замка из условия его сдвига относительно стен шпура:

бетон:

$$P_3^1 = \pi d_{ш} \tau_2 l_3 m_1 = 3,14 \cdot 0,042 \cdot 1,3 \cdot 0,4 \cdot 0,8 = 54862 \text{ Н}, (4.5.8.2)$$

полимербетон:

$$P_3^1 = \pi d_{ш} \tau_2 l_3 m_1 = 3,14 \cdot 0,042 \cdot 2,8 \cdot 0,3 \cdot 0,8 = 88623 \text{ Н},$$

где $d_{ш}$ – диаметр шпура, м; τ_2 – удельное сцепление бетона или полимербетона с породой, МПа; m_1 – коэффициент условий работы замка, равный при сухом шпуре 0,9, при влажном шпуре 0,75, при капееже из шпура 0,6.

При марке бетона 400-500 значение τ_2 с известняками – 1 МПа, порфиритами – 1,1 МПа, гранодиоритами – 1,4 МПа. Сцепление полимербетона с известняками – 3 МПа, со сланцами 2-2,5 МПа.

В качестве расчетной несущей способности анкера P_a принимается меньше из значений P_c , P_3 и P_3^1 .

Дальнейший расчет ведем и для бетона, и для полимербетона по наименьшей несущей способности:

$$P_a = P_c = 54862 \text{ Н.}$$

Длину анкера определяют с учетом зон возможного обрушения или отслоения пород, зависящих от запаса прочности пород кровли и боков, формы выработки и расчетной схемы горного давления.

Обозначив высоту возможного обрушения пород во всех случаях через l_b (вместо b, b^1, b_1 и др.), длину анкера определяем по формуле:

$$l_a = l_b + l_{зг} + l_{п} = 0,8 + 0,4 + 0,2 = 1,4 \text{ м}, \quad (4.5.8.3)$$

где l_b – высота зоны возможного обрушения или отслоения пород в зависимости от запаса прочности пород кровли и принятой расчетной схемы горного давления, для расчета принимаем максимальное значение $b_k^1 = l_b = 0,76 \approx 0,8 \text{ м}$; $l_{зг}$ – величина заглубления анкера в устойчивую зону массива пород, принимаем 0,3-0,4, м; $l_{п}$ – длина выступающей из шпура части анкера, зависит от конструкции и толщины опорно-поддерживающих элементов, равная 0,05-0,2 м.

Плотность расстановки анкеров в кровле выработки:

$$s = \frac{q_n n_{п}}{P_a} = \frac{19220 \cdot 1,2}{54862} = 0,45 \text{ шт/м}^2, \quad (4.5.8.4)$$

где q_n – нормативное давление со стороны кровли, Па; $n_{п}$ – коэффициент перегрузки, равный 1,2; P_a – расчетная несущая способность анкера, Н.

Расстояние между анкерами в кровле при расположении их по квадратной сетке:

$$a_1 = \left(\frac{1}{s}\right)^{\frac{1}{2}} = \left(\frac{1}{0,45}\right)^{\frac{1}{2}} = 1,5 \text{ м.} \quad (4.5.8.5)$$

Для II категорий устойчивости пород рекомендуется установка анкеров в кровле по сетке $1,5 \times 1,5 \text{ м}$.

Необходимую длину анкера при неустойчивых ($n_6 \leq 1$) и недостаточно устойчивых ($1 < n_6 < 4$) породах выработки определяем:

$$l_6 = c/n_6 + l_{зг} + l_{п} = 1,4/1,17 + 0,4 + 0,1 = 1,6 \text{ м}, \quad (4.5.8.6)$$

где c – увеличение длины полупролета выработки за счет сползания породных призм: при прямоугольной-сводчатой форме

$c = h_1 \operatorname{ctg} \left(45^\circ + \frac{\varphi}{2}\right) = 3,1 \operatorname{ctg} \left(45^\circ + \frac{41}{2}\right) = 1,4$, где h_1 – высота прямой стенки, м.

Плотность расстановки анкеров в боках выработки:

$$s^1 = \frac{q_{п} n_{п}}{P_a} = \frac{23672 \cdot 1,2}{54862} = 0,55 \text{ шт/м}^2, \quad (4.5.8.7)$$

где $q_{п}$ – интенсивность бокового давления у почвы, Па.

Расстояние между анкерами в боках:

$$a_2 = \left(\frac{1}{s^1}\right)^{\frac{1}{2}} = \left(\frac{1}{0,55}\right)^{\frac{1}{2}} = 1,4 \text{ м.} \quad (4.5.8.8)$$

Для II категорий устойчивости пород рекомендуется установка анкеров в боку по сетке $1,4 \times 1,4 \text{ м}$.

Учитывая параметры железобетонных и сталеполимерных анкеров проектом принимается единая глубина и расстояние между анкерами: и для железобетонных, и для сталеполимерных анкеров $l_a = 1,6$ м, расстояние между анкерами и в кровли, и в боках $a = 1,4$ м.

Для расчета числа анкеров в кровле n_1 и боках выработки n_2 используются формулы:

$$n_1 = \frac{q_n n_{\text{п}} B_1 a_1}{P_a} = \frac{19220 \cdot 1,2 \cdot 3,9 \cdot 1,2}{54862} = 2,1 \approx 3 \text{ шт}; \quad (4.5.8.9)$$

$$n_2 = \frac{q_{\text{п}} h_1 a_2 n_{\text{п}}}{P_a} = \frac{23672 \cdot 2,7 \cdot 1,2 \cdot 1,2}{54862} = 1,7 \approx 2 \text{ шт.}$$

Количество закрепляющего состава (бетона) определяем по формуле:

$$V = 0,825(d_{\text{ш}}^2 - d_c^2)l_3;$$

$$V = 0,825(0,042^2 - 0,018^2)0,4 = 0,0005 \text{ м}^3, \quad (4.5.8.10)$$

где $d_{\text{ш}}$ и d_c – диаметр шпура и армирующего стержня, м.

Для полимербетона объем закрепляющего состава определяется из расчета объема одной ампулы $0,00025 \text{ м}^3$.

По аналогичной расчетной схеме определяем основные параметры анкерной крепи для других сечений горизонтальных и наклонных горных выработок, проводимых в II, III категорий устойчивости пород рудника Аксоран. Результаты приведены в таблице 4.5.9.

Если выработка закреплена только анкерной крепью, то в местах интенсивной трещиноватости возможны отдельные вывалы или осыпание породы между анкерами. Вывалы возможны, когда размер структурного блока массива в 3-4 раза меньше расстояния между анкерами. Для решения данной задачи применяют комбинированную крепь из анкера и набрызгбетона, по необходимости с применением металлической проволоочной сетки.

По результатам проведенных расчетов, кровля и бока горно-капитальных и горно-подготовительных выработок относительно устойчивы, по категории устойчивости пород соответствуют I, II, и III категориям. Но по предоставленным горно-геологическим данным месторождения имеются места геологических нарушений, зоны интенсивной трещиноватости, имеются массивы склонны к вывалам.

Учитывая горно-геологические, горнотехнические и расчетные показатели устойчивости породного массива, рекомендуется крепление мест геологических нарушений и зон интенсивной трещиноватости комбинированной крепью, а также для обеспечения безопасности горнопроходческих работ также рекомендуется применить комбинированную крепь для крепления разминувочных камер, имеющих сечения более 30 м^2 .

При комбинированной крепи для расчета интенсивности нагрузки на набрызгбетонную крепь со стороны кровли при пирамидальном вывале высотой $0,5a_1$ и длиной стороны при основании пирамиды a_1 можно использовать формулу:

$$q_n = 0,17a_1\gamma = 0,17 \cdot 1,2 \cdot 3100 = 6,3 \text{ кПа}, \quad (4.5.8.11)$$

где a_1 – расстояние между анкерами в кровле при расположении их по квадратной сетке, м.

Определяем толщину покрытия набрызгбетона (фибробетона):

$$\delta_k = 0,35 \sqrt{\frac{6300 \cdot 1,2}{0,85 \cdot 1,6 \cdot 10^6 \cdot 1,9}} = 0,02 \text{ м.}$$

По результатам проведенных расчетов, кровля и бока горно-капитальных и горно-подготовительных выработок относительно устойчивы, по категории устойчивости пород соответствуют I, II, и III категориям. Но по предоставленным горно-геологическим данным месторождения имеются места геологических нарушений, зоны интенсивной трещиноватости, имеются массивы склонны к вывалам.

Учитывая горно-геологические, горнотехнические и расчетные показатели устойчивости породного массива, рекомендуется крепление мест геологических нарушений и зон интенсивной трещиноватости комбинированной крепью, а также для обеспечения безопасности горнопроходческих работ также рекомендуется применить комбинированную крепь для крепления разминочных камер, имеющих сечения более 30 м².

При комбинированной крепи для расчета интенсивности нагрузки на набрызгбетонную крепь со стороны кровли при пирамидальном вывале высотой $0,5a_1$ и длиной стороны при основании пирамиды a_1 можно использовать формулу:

$$q_n = 0,17a_1\gamma = 0,17 \cdot 1,2 \cdot 3100 = 6,3 \text{ кПа,} \quad (4.5.8.12)$$

где a_1 – расстояние между анкерами в кровле при расположении их по квадратной сетке, м.

Определяем толщину покрытия набрызгбетона (фибробетона):

$$\delta_k = 0,35 \sqrt{\frac{6300 \cdot 1,2}{0,85 \cdot 1,6 \cdot 10^6 \cdot 1,9}} = 0,02 \text{ м.}$$

Согласно нормативным документам по креплению толщину покрытия набрызгбетона принимаем 30 мм.

Типовыми паспортами крепления горных выработок для рудников цветной металлургии длину анкера рекомендуется определить по эмпирической формуле:

$$l_a = \frac{B_1}{\sqrt{f+K}} = \frac{3,97}{\sqrt{10+0,2}} = 1,2 \text{ м,} \quad (4.5.8.13)$$

где B_1 – проектная ширина выработки в проходке, м; K – поправочный коэффициент, принимаемый в зависимости ширины выработки, при $B_1 \leq 3,5$ м $K = 0,4 \div 0,5$, при $B_1 > 3,5$ м $K = 0,15 \div 0,2$; f – коэффициент крепости.

Учитывая параметры железобетонных и сталеполимерных анкеров проектом рекомендуется единая глубина и расстояние между анкерами: и для железобетонных, и для сталеполимерных анкеров $l_a = 1,6$ м, расстояние между анкерами и в кровли, и в боках $a = 1,4$ м.

По аналогичной расчетной схеме определяем основные параметры комбинированной крепи для других сечений горизонтальных и наклонных горных выработок, проводимых в II, III категорий устойчивости пород рудника Аксоран.

Для крепления сопряжений в неустойчивых породах рекомендуется применить поддерживающий тип крепи, податливую арочную металлическую крепь.

Арочная податливая крепь применяется в большом диапазоне горнотехнических условий для крепления выработок различного назначения. Арочная крепь обеспечивает податливый режим работы, возможность повторного использования для крепления выработок и имеет сравнительно невысокую стоимость. Крепь охраняет выработку и различных геомеханических условиях и может претерпевать без разрушения значительные деформации.

Расчет ведется в следующей последовательности ($S_{св} = 14,4 \text{ м}^2$).

Определяется интенсивность нормативного давления со стороны кровли и боков выработки по расчетной схеме, представленной на рисунке 4.5.8.6

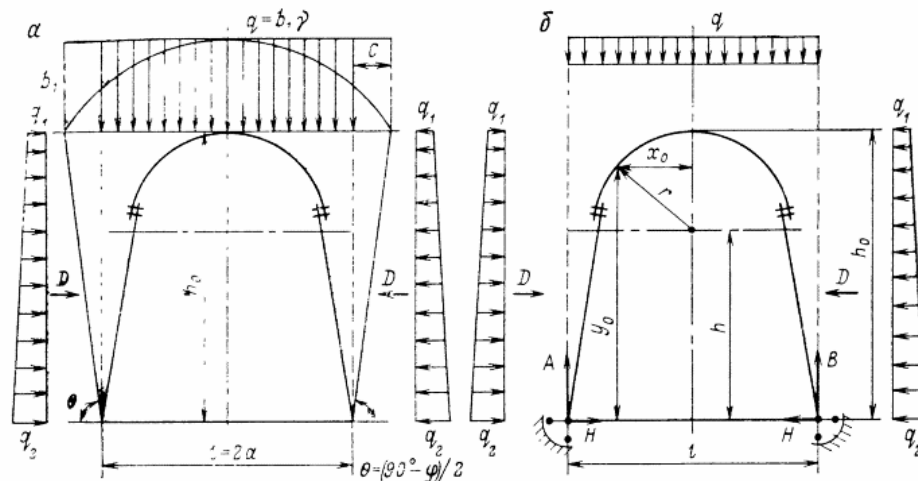


Рисунок 4.5.8.6 Схема к расчету арочной податливой крепи: а – горного давления; б – элементов крепи

Высота свода обрушения при запасе прочности пород кровли $n_k \leq 1$ будет равна:

$$b_1 = \frac{0,5l + h_0 \operatorname{ctg} \theta}{\operatorname{tg} \varphi} = \frac{0,5 \cdot 3,9 + 4,0 \operatorname{ctg} \left(45^\circ + \frac{41^\circ}{2} \right)}{0,87} = 4,3 \text{ м}, \quad (4.5.8.14)$$

где h_0 – высота арки, м; l – ширина арки по почве, м.

Интенсивность нормативной нагрузки на 1 м ширины выработки со стороны кровли:

$$q = b_1 \gamma L = 4,3 \cdot 3100 \cdot 1 = 133,3 \text{ кН/м}, \quad (4.5.8.15)$$

где L – шаг крепи принимается 0,33; 0,5; 0,75; 1.

Нормативная боковая нагрузка на арку:

$$D = 0,5\gamma L h_0 (2b_1 + h_0) t g^2 \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right) = 0,5 \cdot 3100 \cdot 1 \cdot 4(2 \cdot 4,3 + 4) t g^2 (45^\circ - 20,5^\circ) = 39,06 \text{ кН.} \quad (4.5.8.16)$$

Рассчитывается горизонтальный распор по формуле:

$$H = \frac{ql^2}{8h_0} - \frac{Dr}{h_0} = \frac{133,3 \cdot 3,9^2}{8 \cdot 4} - \frac{39,06 \cdot 1,9}{4} = 44,7 \text{ кН,} \quad (4.5.8.17)$$

где r – радиус верхней дуги арки, м.

Определяем реакции опор:

$$A = B = 0,5ql = 0,5 \cdot 133,3 \cdot 3,9 = 259,9 \text{ кН.} \quad (4.5.8.18)$$

Рассчитываются координаты опасного сечения:

$$x_0 = \sqrt{r^2 - \frac{(H + D)^2}{q^2}} = \sqrt{1,9^2 - \frac{(44,7 + 39,06)^2}{133,3^2}} = 1,8 \text{ м.} \quad (4.5.8.19)$$

$$y_0 = (r^2 - x_0^2)^{\frac{1}{2}} + h = (1,9^2 - 1,8^2)^{\frac{1}{2}} + 2,1 = 2,7 \text{ м.} \quad (4.5.8.20)$$

Определяем максимальный изгибающий момент:

$$\begin{aligned} M_{max} &= A(0,5l - x_0) - 0,5q(0,5l - x_0)^2 - Hy_0 - D(y_0 - h) = \\ &= 259,9(0,5 \cdot 3,9 - 1,8) - 0,5 \cdot 133,3(0,5 \cdot 3,9 - 1,8)^2 - 44,7 \cdot 2,7 - 39,06(2,7 - 2,1) = -115,46 = 115,46 \text{ кН} \cdot \text{м,} \end{aligned} \quad (4.5.8.21)$$

где h – расстояние от почвы выработки до центра верхней дуги, м.

Определяем момент сопротивления:

$$W = \frac{M_{max}}{[\sigma_{и}]} = \frac{115,46}{270 \cdot 10^3} = 0,00042 \text{ м}^3 = 420 \text{ см}^3, \quad (4.5.8.22)$$

где $[\sigma_{и}]$ – допускаемое сопротивление на изгиб, Па.

В результате проведенных выше расчетов принимаем более оптимальный спецпрофиль – СВП-27.

Определяем силу осевого сжатия:

$$N = A \frac{x_0}{r} + q \left(\frac{l}{2} - x_0 \right) \frac{x_0}{r} - H \frac{y_0 - h}{r} - D \frac{y_0 - h}{r} = 259,9 \frac{1,8}{1,9} + 133,3 \left(\frac{3,9}{2} - 1,8 \right) \frac{1,8}{1,9} - 44,7 \frac{2,7 - 2,1}{1,9} - 39,06 \frac{2,7 - 2,1}{1,9} = 239,1 \text{ кН.} \quad (4.5.8.23)$$

Рассчитывается общее напряжение в опасном сечении:

$$\begin{aligned} \sigma &= \frac{M_{max}}{W} + \frac{N}{F} = \frac{115,46 \cdot 10^3}{100,2 \cdot 10^{-6}} + \frac{239,1 \cdot 10^3}{34,37 \cdot 10^{-4}} = \\ &= 122,5 \cdot 10^6 \text{ Па} < [\sigma_{и}] = 270 \cdot 10^6 \text{ Па,} \end{aligned} \quad (4.5.8.24)$$

где W – момент сопротивления профиля относительно оси x , $100,2 \text{ см}^3$; F – площадь поперечного сечения профиля, для СВП-27 – $34,37 \text{ см}^2$.

То есть значение напряжения отвечает условию $\sigma \leq [\sigma_{и}]$, арка считается прочной. Окончательно принимаем профиль проката 27 кг/м и расстояние между арками 1,0 м.

По аналогичной расчетной схеме определяется основные параметры металлической арочной крепи для других сечений горизонтальных горных выработок и сопряжений, проводимых в сильнотрещиноватых, неустойчивых породах II, III, и IV категорий устойчивости рудника Аксоран. Результаты приведены в таблице 4.5.8.2.

Таблица 4.5.8.2

Показатели	Показатели металлической арочной крепи, относительно сечения выработки		
	$S_{св} = 9,5 \text{ м}^2$	$S_{св} = 15,3 \text{ м}^2$	$S_{св} = 16,45 \text{ м}^2$
	СВП-19	СВП-22	СВП-27
Масса 1 м спецпрофиля, кг	19,2	21,9	27,0
Высота профиля, см	10,2	11,0	12,3
Площадь поперечного сечения, см^2	24,4	27,9	34,37
Момент сопротивления относительно оси х, см^3	61,3	74,8	100,2
Шаг крепи, м	0,75	0,75	1,0

4.5.9 Расчет вентиляционно-ходовых восстающих

Вентиляционно-ходовых восстающих, пройденных в породах II и III категории по устойчивости, рекомендуется крепить набрызгбетонной (фибробетон) крепью.

Расчет крепи восстающих выработок производят по аналогичной расчетной схеме горизонтальных и наклонных горных выработок.

Рассчитываем физико-механические свойства пород массива, окружающего восстающий.

Тогда:

Предел прочности массива:

$$R_{сж} = \sigma_{сж} K_c \xi, \text{ МПа}$$

где $\sigma_{сж}$ – предел прочности на сжатие образца, МПа, принимается из результатов лабораторных испытаний; K_c – коэффициент структурного ослабления, принимается в зависимости от степени трещиноватости $K_c = 0,2 \div 0,9$; ξ – коэффициент длительной прочности для пород с хрупким характером разрушения $\xi = 1 \div 0,7$, для пород испытавших пластические деформации перед разрушением $\xi = 0,5 \div 0,7$.

$$R_{сж} = 114,3 \cdot 0,6 \cdot 0,7 = 48,1 \text{ МПа.}$$

Определяется нормативное горизонтальное давление пород P_n на крепь по формуле:

$$P_n = 10((2 \cdot C - 1) + \Delta), \text{ кПа;} \quad (4.5.9.1)$$

где Δ - параметр, учитывающий технологию проходческих работ, принимаемый согласно принятой технологической схеме, $\Delta = 2$.

Определяется критерий устойчивости пород по формуле:

$$C = \frac{k_{сб} \cdot H_p}{26,3 + k_a \cdot R_{сж}(5,25 + 0,0056 \cdot k_a \cdot R_{сж})}, \quad (4.5.9.2)$$

где $k_{сб}$ – коэффициент воздействия на восстающий других выработок, для протяженных участков $k_{сб} = 1$, для сопряжений $k_{сб} = 1,5$; H_p - расчетная глубина рассматриваемого участка от поверхности ($H_p = Hk$, здесь $k = 1,5$ для

районов, подверженных движениям земной коры и в зонах тектонических нарушений; в других случаях $k = 1$); $R_{сж}$ – прочность массива на сжатие, МПа; k_a – коэффициент влияния угла залегания пород для горизонтально залегающих пород $k_a = 1$, в остальных случаях k_a следует принимать из выражения:

$$k_a = \frac{1}{(1 + 0,5 \sin \alpha)} = 0,7, \quad (4.5.9.3)$$

где α – угол залегания пород, град.

$$C = \frac{1,5 \cdot 663}{26,3 + 0,7 \cdot 48,1(5,25 + 0,0056 \cdot 0,7 \cdot 48,1)} = 4,7.$$

Тогда, нормативное горизонтальное давление пород P_n на крепь:

$$P_n = 10((2 \cdot 4,7 - 1) + 2) = 104 \text{ кПа}.$$

Определяем толщину покрытия фибробетона:

$$\delta_1 = k^1 a \sqrt{\frac{\gamma_{г.п.н}}{m R_p}} = 0,35 \cdot 1,3 \sqrt{\frac{1,2 \cdot 10,4 \cdot 10^{-3}}{1 \cdot 1,6}} = 0,04 \text{ м}. \quad (4.5.4)$$

Толщину покрытия фибробетона рекомендуется принять не менее 40 мм.

До начала проходки восстающих выработок в конкретных горно-геологических и горнотехнических условиях должны составляться паспорта БВР, крепления и проекты организации работ (ПОР), утверждаемые главным инженером рудника.

После полного изучения горно-геологических, горно-технических и физико-механических характеристик месторождения, руководству рудника Аксоран рекомендуется по приведенной выше методике разработать индивидуальные паспорта крепления для конкретных горных выработок погоризонтно.

4.5.10 Рекомендации по поддержанию горных выработок

На основании анализа горно-геологических и горнотехнических условий месторождения для крепления и поддержания горных выработок следует предусматривать набрызг-бетонную, анкерную (штанговую), комбинированную (штанги, набрызг-бетон), металлическую арочную податливую (весьма неустойчивые породы, разломы), монолитную бетонную (камеры ОД) крепи.

При выборе типа крепи руководствуются следующими условиями:

- в устойчивых породах (I категория) возводят анкерную или набрызг-бетонную крепь толщиной не менее 30 мм;
- в породах средней устойчивости (слабоустойчивых) (II категория) применяется комбинированная набрызг-бетонная крепь толщиной не менее 50 мм с анкерами и металлической сеткой;
- в неустойчивых породах (III категория) применяется комбинированная крепь, состоящая из набрызг-бетона толщиной 100 мм в сочетании с анкерами и металлической сеткой;

- в весьма неустойчивых породах (IV категория) применяется металлическая арочная податливая крепь в подготовительных, реже в нарезных выработках или монолитная бетонная крепь в капитальных выработках.

При любой категории пород по устойчивости до возведения постоянной крепи обязательно устанавливается временная анкерная крепь, состоящая из железобетонных штанг, которые при возведении постоянной крепи не демонтируются, не извлекаются и оставляются в закрепленном пространстве.

В подготовительно-нарезных выработках в устойчивых породах (I категория) допускается проходка прямолинейных выработок без крепления по паспорту проходки, утвержденному главным инженером рудника.

Сопряжения подготовительных и капитальных выработок при любой устойчивости крепятся временной анкерной крепью.

Выбор места размещения выработки следует производить с учетом устойчивости окружающих ее пород, а также общих компоновочных решений всего комплекса выработок. Для улучшения условий поддержания и обеспечения работоспособности выработки в течение длительного времени ее следует располагать по возможности в устойчивых породах, а при необходимости предусматривать меры охраны и защиты выработок и крепи.

Характеристики материалов крепи должны отвечать требованиям стандартов, положений СНиП и рекомендациям специализированных организаций.

4.6 Механизация горно-капитальных работ

Для проведения горизонтальных и наклонных горно-капитальных выработок Проектом принято использование проходческого комплекса в составе:

Для бурения шпуров в забое и восстающих шпуров под анкерное крепление - перфораторами ПП-63, ПТ-48, а в горизонтальных и наклонных выработках – СБУ Epiroc типа Boomer S2.

Для уборки отбитой горной массы из забоев и доставки к месту разгрузки Проектом предусматривается применение самоходной погрузочно-доставочной машины (далее ПДМ) КАМА WJB-3B (battery).

Для крепления выработок набрызг-бетоном будут применяться:

- для нанесения смеси - специальная торкрет установка SPM 500 Wetkret или аналогичные Meusco Potenza, «PAUS-MEYCO Cobra», БМ-60;
- для перемешивания и доставки бетонной смеси к месту выполнения работ возможно использование миксера типа UNI 50-3.

Изготовление смеси для набрызг-бетона будет производиться на поверхности или в шахте вручную.

В комплект поставки установки SPM 500 Wetkret входят:

- Поршневой насос Putzmeister BSA 1005 или роторный насос Aliva-285
- Телескопируемая торкрет-стрела SA 13.9
- Дозирующий насос для добавок Aliva-403.5

- Компрессор (опционально)
- Ёмкость для добавок (ускорителя), стандартная комплектация – 1 шт х 1000 л
- Водяной бак для промывки (ёмкость 195 л)
- Барабан с кабелем, 50 – 120 м (опцион – 100 м)
- Подъёмное устройство для насоса Aliva-285

Рабочие характеристики SPM 500 Wetkret:

- производительность 4 -30м³/час;
- рабочее давление - 75 бар;
- дальность подачи раствора – 100 м, высота подачи раствора – 50 м. Зависят от гранулометрии, содержания и пластичности цемента.

Миксер типа UNI 50-3 с полезным объёмом барабана 4,5 м³ с гидростатическим приводом от дизельного двигателя мощностью 155 л.с., выпускается на базе шахтной машины фирмы PAUS. Барабан установлен на подъёмной раме с гидравлическим устройством подъёма-опускания рамы. Высота выгрузки мм: минимальная – 1200, максимальная – 2000. Закрытая кабина оснащена защитной крышей и ребром жёсткости. Масса машины – 13 000 кг. Полезная нагрузка – 10 000 кг. Имеет автономную систему пожаротушения.

Контроль толщины набрызг-бетона Проектом предусматривается осуществлять следующим образом: до спуска в шахту металлической сетки, предназначенной для набрызг-бетонирования, к ней, по одной из сторон привариваются с помощью электросварки концы отрезков проволоки длиной 15 см и толщиной 5 мм. После установки и крепления сетки к штангам свободный конец отрезка проволоки отгибается внутрь выработки на нужную длину. Частоту установки маяков определить в процессе производства по указанию маркшейдера.

Для проходки вертикальных восстающих высотой более 20 м применяется проходческий комплекс КПВ-4А. Для крепления восстающих набрызг-бетоном будет использоваться то же оборудование, что и при креплении горизонтальных и наклонных выработок.

Для откачки воды из забоев при зарядании шпуров применять забойный турбонасос Н2 (пневматический) с подачей 25 м³/час и напором 40 м.

В соответствии с «Нормами технологического проектирования...» [2] в настоящем проекте к горно-капитальным выработкам отнесены стволы «Транспортная съезд», «Наклонный спиральный съезд», транспортные уклоны, этажные доставочные штреки, вентиляционно-ходовые восстающие, производственно-хозяйственные камеры, специальные вентиляционные и водоотливные выработки, т.е. все выработки со сроком службы более 3 лет.

Сечения транспортных уклонов, доставочных выработок (чертеж ППР-37/20/ИКГр-ПР-Э, листы 17, 18) приняты из условия передвижения по ним самоходного оборудования со скоростью, обеспечивающей безопасность людей и оборудования, но не более 20 км/час, согласно «Инструкции по безопасному

применению самоходного (нерельсового) оборудования...» [3], а также рассчитаны на пропуск необходимого количества воздуха. Для расчета транспорта скорость принята 10 км/ч.

Сечения восстающих приняты из условий выполнения им определённых функций с учетом соблюдения необходимых по «Правилам обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы» [3] зазоров. Восстающие приняты прямоугольным сечением (из условия проходки комплексами КПВ). Сечения вентиляционно-ходовых восстающих приняты из условий пропуска ими необходимого количества воздуха и с учетом размещения ходового отделения с соблюдением необходимых зазора в соответствии с «Правилами обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы» [3].

Крепление горных выработок (в зависимости от горно-геологических условий, срока службы и назначения) принимается в соответствии с «Единой технологической инструкцией по применению набрызгбетонной...» [4].

Камерные выработки: камеры главного и вспомогательного водоотлива, подземный расходный склад, камера техобслуживания самоходного оборудования, склады противопожарных материалов, и т.д. разработаны в соответствии с «Правилами обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы» [3] и показаны на планах горизонтов.

Для хранения, технического обслуживания и мелкого текущего ремонта бурового инструмента на добычных горизонтах предусмотрены инструментальные кладовые. Подземную камеру инструментальной кладовой предусматривается оборудовать шкафами, пирамидами, стеллажами для хранения оборудования, инструмента и инвентаря. Кроме того, в кладовой производится прием, хранение, выдача и учет мелкого оборудования и инструмента. Смазочные материалы хранятся в специальной камере. Заточка инструмента производится точно-шлифовальным станком с пылеулавливающим агрегатом. Расположение оборудования в инструментальной кладовой показано на чертежах ПГР-37/20/ИКГр-ГМП-Э (лист 2).

Склад противопожарных материалов предусматривается укомплектовать средствами пожаротушения, материалами и инвентарем в соответствии с «Правилами обеспечения промышленной безопасности...» [3]. Расположение оборудования в подземном складе ППМ показано на чертежах ПГР-37/20/ИКГр-ГМП-Э (лист 8).

Трассы горно-капитальных выработок и вид крепления уточняются при разработке рабочей документации и окончательно определяются при их проходке, исходя из фактических горно-геологических условий и контуров рудного тела.

Камерные и неучтенные выработки исходя из опыта аналогичных месторождений со схожей системой разработки составляют 10-15% от общих объемов горно-капитальных работ.

Распределение по объему горно-капитальных, горно-подготовительных и очистных работ представлено в таблице 4.6.1.

Таблица 4.6.1

Виды работ	Ед. измерения	Количество
Горно-капитальные	тыс. м ³	451,0
Горно-подготовительные	тыс. м ³	227,9
Нарезные	тыс. м ³	414,3
Очистные	тыс. м ³	4853,1

Объёмы горно-капитальных работ по годам и видам приведены в Приложение В1.

5 СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Выбор и обоснование систем разработки месторождения вольфрамовых руд, расчеты нормативов потерь и разубоживания по системам разработки и технико-экономическое сравнение выбранных вариантов был выполнен компанией ТОО «KAS Partners». Предложенные системы разработок и рассчитанные нормативы потерь и разубоживания вошли в расчеты технико-экономических показателей эффективности освоения месторождения. Системы разработок приведены в Приложении Г2-Г5. Техничко-экономические сравнения по выбранным системам приведены в Приложении О.

6 ПОТЕРИ И РАЗУБОЖИВАНИЕ

Расчет потерь и разубоживание руды по системам разработки произведен в соответствии с «Отраслевой инструкцией ...» [6], «Единые правила по рациональному и комплексному использованию недр при разведке и добыче полезных ископаемых» с учетом исследований и практики применения данных систем разработки в аналогичных условиях.

Для условий отработки запасов месторождения вольфрамовых руд потери и разубоживание приняты, соответственно 6% и 14,3%.

Расчеты потерь и разубоживания приведены в Приложении Г6.

7 ОБЕСПЕЧЕННОСТЬ РУДНИКА ВСКРЫТЫМИ, ПОДГОТОВЛЕННЫМИ И ГОТОВЫМИ К ВЫЕМКЕ ЗАПАСАМИ

Определяются запасы по степени готовности к эксплуатации - вскрытые, подготовленные и готовые к выемке в соответствии с таблицей 2 (Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий с подземным способом разработки (методические рекомендации) [2].

Вскрытыми считаются часть балансовых запасов месторождения, для разработки которых выполнены все горнокапитальные работы по вскрытию. Для отнесения запасов к группе, вскрытых необходимо подсечение горной выработкой контакта висячего или лежащего бока залежи; если месторождение представлено несколькими залежами - то каждой залежи:

Границы вскрытых запасов принимаются:

- по восстанию - от горизонта подсечения залежи горнокапитальной вскрывающей выработкой до вышележащего горизонта или выклинивания залежи;
- по простиранию - в пределах участков, для которых выполнены горнокапитальные работы по вскрытию вкрест простирания;
- для наклонных и крутопадающих месторождений - в пределах всей мощности; для пологих и горизонтальных - в пределах участков, для которых выполнены горнокапитальные работы по вскрытию. При этом, по запасам, находящимся выше горизонта подсечения, пройдены все горнокапитальные вскрывающие выработки.

Для рудника «Аксоран» при годовой добыче товарной руды в 1000,0 тыс.т с запасами, принятыми к проектированию в количестве 31077,0 тыс.т и отработке запасов системой разработки с магазинированием руды и поэтажными обрушениями с торцевым выпуском руды в соотношении 5:95 процентов рассчитываются запасы, по степени готовности

Для системы разработки с магазинированием

Подготовленные запасы товарной руды – 10 месяцев

$$Z_{\text{подг}} = A_{\text{мес}} \cdot T_{\text{п}} = 4170 \cdot 10 = 41700 \text{ т}$$

где $A_{\text{мес}}$ – месячная добыча применяемой системой разработки;

$T_{\text{п(г)}}$ - подготовленные (готовые) запасы

Количество руды в блоке, без учета временно неактивных запасов, составляет

$$Z_{\text{акт. бл.}} = B_{\text{Б.З}} - П_{\text{П.Б}} = 10656 - 640 = 10016 \text{ т.}$$

Количество блоков подготовленных запасов

$$N_{\text{подг}} = Z_{\text{подг}} / Z_{\text{акт. бл.}} = 41700 / 10016 = 4 \text{ блока.}$$

Готовые запасы балансовой руды – 5 месяцев

$$Z_{\text{гот}} = A_{\text{мес}} \cdot T_{\text{г}} = 4170 \cdot 5 = 20850 \text{ т}$$

$$N_{\text{гот}} = Z_{\text{гот}} / Z_{\text{акт. бл.}} = 20850 / 10016 = 2 \text{ блока.}$$

Для системы разработки с подэтажным обрушением с торцевым выпуском руды

Подготовленные запасы товарной руды – 15 месяцев

$$Z_{\text{подг}} = 79167 \cdot 15 = 1187505 \text{ т}$$

$$N_{\text{подг}} = 1187505 / 79105 = 15 \text{ блоков.}$$

Готовые запасы – 2 месяца

$$Z_{\text{гот}} = 79167 \cdot 2 = 158334 \text{ т}$$

$$N_{\text{гот}} = 158334 / 79105 = 2 \text{ блока.}$$

Объем пустых пород рассчитывается следующим образом:

- для системы разработки с подэтажным обрушением:

Балансовые запасы блока $29000 \text{ м}^3 / 83520 \text{ т}$, выход породы от ГПР составит 320 м^3 – 1,1% от объема, или 0,38% от количества руды;

- для системы разработки с магазинированием руды:

Балансовые запасы блока $4985 \text{ м}^3 / 14357 \text{ т}$, выход породы от ГПР составит 677 м^3 – 13,5% от объема или 4,7 % от количества руды.

В целом по руднику выход породы составит $0,38\% \cdot 0,95 + 4,7\% \cdot 0,05 = 0,6\%$ от количества балансовых запасов руды.

Общий объем пустых пород по руднику с учетом ГКР – $520 194 \text{ м}^3$, ГПР и нарезных работ $12654000 \cdot 0,6\% = 75924 \text{ м}^3$, прихвата при проходке - 10% и неучтенных - 10%, составляет $596 118 \text{ тыс. м}^3$.

Календарный план рассчитан на основе скоростей проходки выработок, определенных НТП и по опыту скоростной проходки: 200 п.м. проходки горизонтальных; 200 п.м. - наклонных выработок; 60 п.м. - вертикальных выработок.

Чтобы обеспечить рациональную загрузку горизонтов, возможная производительность по добыче на 1-й год службы рудника составит 500, на 2-й год 1000 тыс. т руды в год.

Для поддержания требуемой производственной мощности требуется параллельная подготовка нижележащих горизонтов, предусмотренных шагом вскрытия.

Начиная со 2-го года работы рудника планируется вести полномасштабную добычу руды 1000 тыс. т в год.

На этом этапе горные работы будут проводиться одновременно на двух-трех горизонтах, что позволит вводить и отрабатывать каждый этаж независимо друг от друга по мере выбывания производственных мощностей. Общими будут только транспортный уклон и система вентиляции рудника (в части выдачи исходящей струи на поверхность).

В работе одновременно должно находиться не менее двух забоев по проходке горизонтальных или наклонных выработок и одного забоя вертикальных выработок в зоне производства работ для каждой бригады.

8 БЕЗОПАСНОЕ ВЕДЕНИЕ ГОРНЫХ РАБОТ НА МЕСТОРОЖДЕНИЯХ, СКЛОННЫХ И ОПАСНЫХ ПО ГОРНЫМ УДАРАМ

В связи с тем, что при разведке Аксоранского месторождения вольфрамовых руд процессы возможного динамического проявления горного давления не до конца изучены необходимо будет в процессе отработки месторождения провести НИОКР по выявлению пород и участков, склонных к горным ударам и по их результатам НИОКР разработать «Указания по безопасному ведению горных работ на участках, склонных к горным ударам для условий месторождения вольфрамовых руд Аксоран».

Общие требования

1. Работы по прогнозу удароопасности на месторождении выполняются службой прогноза и предотвращения горных ударов (СППГУ). Положение о СППГУ должно быть разработано предприятием и принято в работу до начала горных работ на месторождении. СППГУ непосредственно подчиняется Техническому директору горнодобывающего предприятия. Научно-методическое руководство службой осуществляется специализированной аттестованной научной организацией.

2. Работы по проведению профилактических мероприятий в горных выработках по предотвращению горных ударов выполняются горнопроходческими и добычными участками подземного рудника.

3. В соответствии с п.п. 675 Правил обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущие горные и геологоразведочные работы, утвержденные Приказом Министра по инвестициям и развитию РК 30.12.2014 №352, на подземном руднике комплекса должны вестись [3]:

- журнал учета горных ударов, микроударов, толчков, стрельаний, интенсивных заколообразований и шелушений;
- журнал предписаний и разрешений на ведение горных работ
- журнал прогноза и контроля эффективности профилактических мероприятий.

Учет горных ударов ведется службой прогноза, геолого-маркшейдерской и геотехнической службой шахты.

4. Горные удары относятся к авариям и подлежат расследованию.

5. На все случаи горно-тектонических ударов, горных ударов и микроударов составляются карточки горного удара по разработанной на предприятии форме, направляемые в аттестованную организацию, ведущую исследования по горным ударам на шахте.

6. О каждом случае горного удара и микроудара руководитель шахты сообщает в департамент Комитета индустриального развития и промышленной безопасности МИР РК по Северо-Казахстанской области.

7. Работы по ликвидации последствий горного удара допускаются Председателем комиссии, расследовавшей данный случай, на основании результатов прогноза степени удароопасности в выработках, подвергшихся воздействию горного удара. Составляется проект организации работ по ликвидации последствий горного удара.

8. При обнаружении внешних признаков удароопасности сообщается об этом диспетчеру или горному мастеру.

9. Микроудары, толчки, стреляния, интенсивное заколообразование и шелушение ежемесячно, а при первом их появлении в течение суток, рассматривает технический руководитель шахты с инженерными службами в целях установления причин и разработки мер борьбы с ними.

10. Опытно-промышленные испытания систем разработки, способов проходки выработок, горно-экспериментальные работы по прогнозу и предотвращению горных ударов проводятся по локальным проектам.

11. Контроль удароопасности в выработках производится периодически при изменениях горно-геологической и горнотехнической обстановки во время ведения горных работ в местах, где ранее была установлена категория «Опасно» или появились внешние признаки удароопасности. Необходимость, периодичность, выбор метода и объемы работ по оценке степени удароопасности массива инструментальными методами устанавливаются начальником СППГУ, включаются в ежемесячные планы работ службы и производственных участков, обеспечивающих проведение буровых и других работ для производства измерений. По мере накопления экспериментальных данных службой прогноза совместно со специализированной организацией уточняются численные значения критериев оценки степени удароопасности.

12. Работы по приведению выработок в неудароопасное состояние должны выполняться по специальному проекту, утвержденному Техническим директором горнодобывающего предприятия.

Требования правил безопасности при бурении шпуров

Бурение шпуров необходимо производить в соответствии с паспортом буровзрывных работ, строго выдерживая их направление, глубину и количество. При бурении шпуров нельзя разбуривать оставшиеся стаканы, натягивать рукава сжатого воздуха, допускать их резкие изгибы и перекручивания.

Все напорные рукава и воздухопровод, а также места соединений должны осматриваться до начала бурения шпуров. Неисправные – должны меняться, ослабевшие резьбовые соединения – подтягиваться.

Воздухопровод не должен допускать утечек воздуха, иметь вздутия на напорных рукавах, касаться вращающихся и перемещающихся частей машин и оборудования.

Давление сжатого воздуха у воздухораспределителя должно быть не менее 6 кг/см^2 .

При работе тщательно следить, чтобы одежда и рукава сжатого воздуха не попадали на вращающуюся штангу.

Запрещается во время работы бурильной установки прикасаться к ходовым винтам и штанге. При бурении шпуров в забое ствола с помощью бурильной установки БУКС-1М запрещается ведение каких-либо других работ.

Запрещается стоять перед бурильной головкой напротив распорных домкратов и включать какие-либо механизмы при замене коронок или ремонте оборудования.

Канат центрального отвеса должен быть постоянно натянут. Расстановка людей и назначение ответственных за строповку оборудования производится наряде с росписью ответственных лиц в книге нарядов.

Очистка шпуров от буровой мелочи производится сжатым воздухом с помощью продувало. После продувки шпура, в него вставляется деревянный колышек.

Во время бурения шпуров запрещается:

- пользоваться изогнутыми и имеющими трещины штангами;
- применять штанги, хвостовики которых имеют округлённые грани, отбитые края и заклёпанные отверстия;
- браться руками за вращающуюся штангу;
- применять изношенные или затупленные коронки.

Продувку шпуров сжатым воздухом производить в защитных очках, осторожно, чтобы буровая мелочь не травмировала лицо и глаза.

Требования правил безопасности при взрывных работах

Все работы при зарядании и взрывании шпуров, производить в соответствии с «Правилами обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов»:

1. При проходке ствола, взрывание допускается проводить только с поверхности или с действующего горизонта. Лица, проводящие взрывание, находятся в выработке со свежей струей воздуха. Взрывание огнем и электроогнем способом не допускается.

2. Не допускается спуск-подъем патронов-боевиков в разгружающихся через дно бадьях.

Выполнение этих работ в опрокидывающихся бадьях допускается при наличии исправных блокировочных устройств, препятствующих подъему бадьи выше верхней приемной площадки ствола. Скорость спуска-подъема – не более 1м/с, при движении без направляющих и 2м/с – при движении по направляющим.

3. Спуск в ствол патронов-боевиков проводится отдельно от ВВ в сопровождении взрывника (мастера-взрывника). При этом, в забое находятся только лица, занятые при зарядании, и машинист насоса.

На рабочем полке и натяжной раме допускается находиться лицам, занятым сопровождением бадей через раструбы. Другие работы на этих полках во время зарядания шпуров не допускаются.

4. Электровзрывная сеть в обводненном забое ствола шахты монтируются при помощи антенных проводов. Стойки для установки проводов такой высоты, чтобы вода не достигала антенны при существующем водопритоке.

5. Взрывник (мастер-взрывник) осуществляет монтаж электровзрывной сети только после выезда из забоя всех рабочих (кроме ответственных за подачу сигналов и обслуживание проходческого полка).

6. В качестве магистральных проводов применяется гибкий кабель во влагонепроницаемой оболочке, который не опускается ниже проходческого полка.

7. Присоединение соединительных проводов к кабелю и проведение взрывания проводит взрывник (мастер-взрывник), на которого выписана наряд-путевка на ведение взрывных работ.

8. После окончания монтажа взрывной сети и выезда всех людей на поверхность в стволе открываются все ляды.

9. При проходке ствола, вновь буримые шпуры смещаются по окружности по отношению к шпурам предыдущего цикла без изменения схемы расположения шпуров.

Меры безопасности при уборке породы

1. Перед началом погрузки отбитой горной массы проходчик обязан осмотреть забой и привести его в безопасное состояние.

2. Запрещается приступать к уборке породы, если крепь выработки не соответствует паспорту крепления.

3. При обнаружении остатков оставшихся взрывчатых материалов проходчик обязан немедленно прекратить работу, предупредить других, закрестить выработку и сообщить об этом лицу надзора и мастеру - взрывнику.

4. При уборке и погрузке породы проходчик обязан применять средства индивидуальной защиты - очки и респираторы.

5. Запрещается находиться под поднятым грейфером или быть в непосредственной близости от зоны его работы (не менее 3-х метров);

6. Стоять вблизи грузчика или бады в момент разгрузки грейфера (не менее 3м).

7. Запрещается перемещение грейфера над проходчиками.

8. При уборке породы необходимо: 1 - следить за состоянием боковых пород и нижней части бетона; 2- производить уборку боковых пород.

9. Подавать сигналы и наблюдать за приёмкой, разгрузкой и отправкой бадей в забое и на полке. Для этого должны выделяться специально назначенные проходчики.

10. Проходчик должен не догружать бадью на 100 мм до верхнего борта. Проходчик, ответственный за подачу сигнала голосом из забоя ствола, обязан постоянно следить за перемещением бады и груза. Приподняв бадью или груз над забоем на 1,0-1,5м, дать голосом сигнал «стоп», успокоить бадью от колебаний, обобратить её днище и боковую поверхность от породы с помощью металлического сборника.

11. Запрещается подавать с забоя через полку сигнал на спуск бады в

забой.

12. Проходчику (полковому), ответственному за спуск бадей и грузов через раструбы полка, запрещается:

- заглядывать в раструбы полка;
- отлучаться от сигнала и передавать сигнал другим лицам;
- оставлять свое рабочее место без разрешения лица технического надзора в случае неявки сменщика.

Проведение и поддержание выработок

Проведение и поддержание выработок на месторождениях, на которых возможны горно-тектонические удары, должно осуществляться при выполнении следующих профилактических мероприятий:

- крепление выработок, предотвращающее обрушение пород кровли и боков, создание устойчивых форм, бурение разгрузочных щелей и скважин, контурное взрывание (при этом предпочтение должно отдаваться податливым типам крепи);

- приведение выработок категории «Опасно» в неудароопасное состояние;

- крепление выработок в зонах влияния геологических нарушений (такое крепление должно производиться постоянной крепью с элементами податливости, например, арочной металлической).

Подготовительные выработки в рудном теле должны проводиться, как правило, вне зоны опорного давления от очистных работ. При проектировании это расстояние, в том числе в лежащем боку, следует принимать не менее 40 м.

Сбойка двух выработок на участках, склонных и опасных по горным ударам, с расстояния между забоями 15 м должна вестись одним забоем, другой забой должен быть остановлен. Образующийся при сбойке целик должен быть приведен при категории «Опасно» в неопасное состояние по всей площади.

Пересечение выработок должно осуществляться, как правило, под прямым или близким к нему углом.

Очистные работы в блоке (панели) на удароопасных и угрожаемых участках должны производиться в соответствии с техническим проектом и требованиями Указаний.

Рекомендации по поддержанию горных выработок

На основании анализа горно-геологических и горнотехнических условий месторождения для крепления и поддержания горных выработок следует предусматривать набрызг-бетонную, анкерную (штанговую), комбинированную (штанги, набрызг-бетон), монолитную бетонную крепи.

При выборе типа крепи руководствуются следующими условиями:

- в устойчивых породах (I категория) возводят анкерную или набрызг-бетонную крепь толщиной не менее 30 мм;

- в породах средней устойчивости (слабоустойчивых) (II категория) применяется комбинированная набрызг-бетонная крепь толщиной не менее 50 мм с анкерами и металлической сеткой;

- в неустойчивых породах (III категория) применяется комбинированная крепь, состоящая из набрызг-бетона толщиной 100 мм в сочетании с анкерами и металлической сеткой.

При любой категории пород по устойчивости до возведения постоянной крепи обязательно устанавливается временная анкерная крепь, состоящая из железобетонных штанг, которые при возведении постоянной крепи не демонтируются, не извлекаются и оставляются в закрепленном пространстве.

Выбор места размещения выработки следует производить с учетом устойчивости окружающих ее пород, а также общих компоновочных решений всего комплекса выработок. Для улучшения условий поддержания и обеспечения работоспособности выработки в течение длительного времени ее следует располагать по возможности в устойчивых породах, а при необходимости предусматривать меры охраны и защиты выработок и крепи.

Характеристики материалов крепи должны отвечать требованиям стандартов, положений СНиП и рекомендациям специализированных организаций.

Меры по охране зданий, сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных разработок

Меры охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок устанавливаются 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» [7].

Все технические и промышленные здания, сооружения (наземные и подземные), искусственные и естественные водоемы, общественные и жилые здания и другие объекты, попадающие в зону опасного влияния горных разработок, подлежат охране от вредного влияния этих разработок.

На Аксоранском месторождении вольфрамовых руд к основным охраняемым объектам относятся:

- к первой категории охраны: наклонные стволы шахт «Вентиляционный №1», «Вентиляционный №2», «Транспортный»;

Основной мерой охраны объектов поверхности является их расположение за пределами зоны критических деформаций от отработки всех запасов месторождения, принятых к проектированию. Так же к основным мерам охраны следует отнести закладку выработанного пространства хвостами обогащения с добавлением твердеющих растворов.

Кроме того, мерами охраны объектов от вредного влияния подземных разработок являются:

- горные меры, уменьшающие деформации пород и земной поверхности (оставление барьерных целиков ленточной формы по падению залежей, а также специальный порядок и последовательность отработки запасов);

- 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);

- для наблюдения за процессом сдвижения породного массива в предохранительном целике стволов должны быть заложены наблюдательные станции на поверхности и в шахте;

- проведение ремонтно-восстановительных работ;

- временное изменение характера эксплуатации подрабатываемого объекта;

- перемещение сооружений на не подрабатываемые участки;

- оставление предохранительного целика под объектом;

- систематические наблюдения за оседаниями и образованием трещин в плотинах и дамбах и своевременные ремонтные работы с целью предотвратить просачивание воды.

Для определения величин сдвижения земной поверхности и горных пород, выяснения эффективности применяемых мер охраны должны выполняться наблюдения в соответствии с требованиями «Инструкции по наблюдению за сдвижением горных пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений» М., Недра, 1988г [8].

9 ОХРАНА НЕДР

В соответствии с требованиями Кодекса РК «О недрах и недропользовании» [13] проектом приняты следующие технические решения:

- рекомендуемый технологический порядок последовательно-параллельной отработки блоков в направлении от фланга к флангу месторождения с развитием в них сплошных фронтов очистных работ с опережающей отработкой верхних этажей по отношению к нижним на втором этапе под безопасным углом сдвижения пород обеспечивает стройную систему последовательной выемки рудных тел, повышение устойчивости рудных массивов, полноту и качество выемки руд;

- рекомендуемые параметры выемочных единиц и сплошной порядок их отработки в блоках обеспечивают устойчивость обнажений в процессе отбойки и выпуска руды, что также позволяет отрабатывать вероятные минеральные запасы с минимальными потерями и разубоживанием руды;

- предусмотрена первоочередная проходка экспло-разведочных выработок при подготовке выемочных единиц (блоков) с целью уточнения контуров промышленного оруденения, свойств руд и вмещающих пород для снижения конструктивных потерь и разубоживания руды при составлении локальных проектов;

- соблюдение проектных размеров целиков без оставления дополнительных целиков, не предусмотренных проектом;

- соблюдение оптимального соотношения между потерями и разубоживанием;

- проведение наблюдений за проявлением сдвижения горного массива, осуществляемого маркшейдерской службой, а при необходимости привлечение специализированных организаций;

- ведение очистной добычи в соответствии с планом развития горных работ по отработке запасов горизонтов;

- определение количества готовых к выемке запасов руды с нормативными потерями и разубоживанием согласно «Отраслевой инструкции по определению, нормированию и учету потерь и разубоживания руды и песков на рудниках и приисках МЦМ СССР» [6] и «Сборника инструктивных материалов по охране и рациональному использованию полезных ископаемых» [9];

- систематическое проведение при разработке месторождения опережающего геологического опробования при эксплоразведке, а также технологического и товарного опробования;

- обеспечивается полнота извлечения из недр полезных ископаемых, не допуская выборочную отработку богатых участков.

10 КАЛЕНДАРНЫЙ ГРАФИК РАЗВИТИЯ ГОРНЫХ РАБОТ

Календарный график проходки вскрывающих горных выработок

В соответствии с «Нормами технологического проектирования...» [2], а также исходя из опыта работы рудников, скорости проходки горных выработок составляют:

- горизонтальные выработки 200 м/мес.;
- камерные выработки 400 м³/мес.;
- наклонные выработки с применением СО 200 м/мес; (по данным проходки на аналогичных предприятиях не более 150 м/мес);
- камерные выработки с применением СО 1000 м³/мес, при образовании сквозной струи воздуха;
- восстающие, рудоспуски 40-80 м/мес. (45м/мес по СНиПу).

Календарный график проходки вскрывающих выработок приведен в Приложении В-1.

Порядок отработки месторождения

Вскрытие месторождения предусматривается «Наклонным транспортным съездом» и «Наклонным спиральным съездом», предназначенный для подачи свежей струи воздуха в горные выработки.

Наклонный транспортный съезд будет пройден с поверхности (отм. +446.8м) до отметки -190м сечением 21.4 м². Портал Наклонного транспортного съезда располагается в северо-восточной части месторождения Аксоран. Он проходится под углом 14° по простиранию залежи и предназначен для транспортировки руды, породы на поверхность, доставки грузов и персонала в шахту, выдачу на поверхность отработанной струи.

Наклонный спиральный съезд будет пройден с поверхности (отм. +433,4м) до отметки -190м сечением 11.83 м². Портал спирального съезда располагается в юго-восточной части месторождения. Съезд предназначен для подачи свежей струи воздуха и в качестве запасного выхода на поверхность. Посредством заездов спиральный съезд соединяется с горизонтами и подгорizontами.

Для обеспечения промышленной безопасности при проходке подземных камер необходимо наличие двух выходов. Для организации второго механизированного подъема людей Планом предусмотрена организация аварийного механизированного подъема людей в Наклонном спиральном съезде посредством подземных самоходных машин для перевозки персонала.

В соответствии с требованиями ПОПБ максимальная длина горизонтальной выработки с тупиковым забоем не более 1500 метров при площади сечения до 16 м² и 2000 метров – более 16м² [3].

Исходя из этих правил, вскрытие месторождения осуществляется следующим образом:

- На начальном этапе параллельное строительство двух порталов Транспортного съезда и Наклонного спирального съезда.

- Проходка Транспортного съезда с поверхности до горизонта №6 (+110м), длиной 1392м.
- Проходка Наклонного спирального съезда с поверхности до горизонта №5 (+160м,) длиной 1151м.
- Проходка транспортного квершлага с транспортного съезда на горизонт №1 (+360), полевых штреков, расходного склада ВВ.
- Начало работ по добыче на горизонте №1
- Проходка транспортного квершлага с транспортного уклона на горизонт №2 (+310), полевых штреков, ВХВ на горизонт №1, камеры главного водоотлива
- Проходка полевых штреков подэтажа (+335м), блоковых рудоспусков с подэтажа.
- Начало работ по добыче на горизонте №2
- Проходка транспортного квершлага с транспортного съезда на горизонт №3 (+260), полевого штрека в сторону спирального съезда в одну сторону и ВХВ в другую
- Проходка Транспортного съезда от горизонта №6 (+110м) до горизонта №10(-90), Наклонного спирального съезда с горизонта №5 до подэтажа (-115м) горизонта №11, транспортного квершлага с транспортного съезда на горизонте №7, полевого штрека к наклонному спиральному съезду, камеры водоотлива на горизонте №7.
- Проходка, полевых штреков подэтажа(+285м), проходка блоковых рудоспусков горизонта №3
- Начало добычи на горизонте №3
- Проходка транспортного квершлага с транспортного съезда на горизонт №4 (+210м), полевого штрека на этаже, полевого штрека на подэтаже (+235м), блоковых рудоспусков, ВХВ с 4 на 3
- Начало добычи на горизонте №4
- Проходка Наклонного спирального съезда с подэтажа (-115м) до горизонта №12 (-190м), обустройство камеры водоотлива на горизонте №12 (-190м)
- Проходка транспортного квершлага с транспортного съезда на горизонт №5 (+160м), полевого штрека на этаже, полевого штрека на подэтаже (+185м), блоковых рудоспусков, ВХВ с 5 на 4 горизонт
- Начало добычи на горизонте №5(+160м)
- Проходка транспортного квершлага с транспортного съезда на горизонт №6 (+110м), полевого штрека на этаже, полевого штрека на подэтаже (+135м), блоковых рудоспусков, ВХВ с 6 на 5 горизонт
- Начало добычи на горизонте №6(+110м)
- Проходка транспортного квершлага с транспортного съезда на горизонт №7 (+60м), полевого штрека на этаже, полевого штрека на подэтаже (+85м), блоковых рудоспусков, ВХВ с 7 на 6 горизонт
- Начало добычи на горизонте №7(+60м)

- Проходка транспортного квершлага с транспортного съезда на горизонт №8 (+10м), полевого штрека на этаже, полевого штрека на подэтаже (+35м), блоковых рудоспусков, ВХВ с 8 на 7 горизонт.
- Начало добычи на горизонте №8(+10м)
- Проходка транспортного квершлага с транспортного съезда на горизонт №9 (-40м), полевого штрека на этаже, полевого штрека на подэтаже (-15м), блоковых рудоспусков, ВХВ с 9 на 8 горизонт.
- Начало добычи на горизонте №9(-40м)
- Проходка транспортного квершлага с транспортного съезда на горизонт №10 (-90м), полевого штрека на этаже, полевого штрека на подэтаже (-65м), блоковых рудоспусков, ВХВ с 10 на 9 горизонт.
- Начало добычи на горизонте №10(-90м)
- Проходка транспортного квершлага с транспортного съезда на горизонт №11 (-140м), полевого штрека на этаже, полевого штрека на подэтаже (-115м), блоковых рудоспусков, ВХВ с 11 на 10 горизонт.
- Начало добычи на горизонте №11(-140м)
- Проходка полевого штрека на горизонте №12, полевого штрека на подэтаже (-165м), блоковых рудоспусков, ВХВ с 12 на 11 горизонт.
- Начало добычи на горизонте №12(-190м)

2-я очередь (запасы борт 0,1 ÷ 0,2)

- Начало добычи на горизонте №1, проходка полевого штрека на гор. №3
- Начало добычи на горизонте №2, проходка полевого штрека на подэтаже (+285м), проходка полевого штрека на горизонте №4
- Начало добычи на горизонте №3 Проходка полевого штрека на подэтаже (+185м)
- Начало добычи на горизонте №4 и на горизонте №5
- Начало добычи на горизонте №6, на горизонте №7 и №8
- Начало добычи на горизонте №9, на горизонте №10, №11 и №12

Работы будут проводиться в течение 23 лет, с учетом запуска и ликвидации рудника, из них 20 лет – добычные работы, с наибольшей годовой производительностью по руде 1000 тыс. тонн.

Календарный график добычи руды

Календарный график добычи руды и металлов выполнен исходя из запасов, принятых к проектированию в объеме 21 078 тыс. т (из них борт 0,2 – 13 880 тыс. т; борт 0,1 ÷ 0,2 – 7198 тыс. т), с учетом заданной годовой производительности рудника равной 1000,0 тыс. т. в год и срока ввода рудника в эксплуатацию, определенного календарным графиком строительства.

Добычные работы продолжаются с заданной производительностью 1000,0 тыс. т. в год в течение 20 лет.

Всего же срок существования рудника с учетом времени на строительство, развитие и затухание составит - 23 года.

Календарный график добычи руды и металлов приведен в Приложении В-2.

11 ВЕНТИЛЯЦИЯ

11.1 Вентиляция горных выработок

Проветривание подземного рудника предусмотрено нагнетательным способом по фланговой схеме. Свежий воздух подается по уклону вентиляционному, далее по квершлагам и вентиляционным штрекам поступает в районы ведения очистных работ. Очистные работы проветриваются за счет общешахтной депрессии, а тупиковые горнопроходческие выработки - вентиляторами местного проветривания.

Загрязненный воздух по вентиляционным штрекам поступает к уклону транспортному и по нему выдается на поверхность.

Для подогрева воздуха в холодное время до температуры плюс 2°C, подаваемого в шахту, необходимо сооружение калориферной установки на площадке портала уклона вентиляционного.

Расчет потребного количества свежего воздуха необходимого для проветривания горных выработок выполнен на максимально сложные условия в соответствии с «Временным методическим пособием по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания рудников и шахт».

Расчет необходимого количества воздуха для проветривания шахты проводится на 4-ый год так как в этот год производится наибольшее количество добычных+подготовительных работ и, соответственно, наибольшее количество техники и необходимое количество воздуха.

В работе находятся:

- главная насосная станция на горизонте 2(+310);
- участковая насосная станция на горизонте 7(+60);
- участковая насосная станция на горизонте 12(-190);
- ГПР на подэтаже 5-4(+185) -- 1 ПДМ на горизонте и подэтаже;
- ГПР на горизонте 6(+110) -- 1 ПДМ на горизонте и подэтаже;
- добычные работы на горизонте 3(+260) -- 5 ПДМ;
- расходный склад ВВ на горизонте 1(+360).

Расчет депрессии воздуха в шахте проводится на 14-ый год, так как в этот год добыча составляет 1000 тыс. т. (в дальнейшем идет затухание) и, соответственно, требуется наибольшее количество техники и длина выработок проветривания максимальная.

В работе находятся:

- главная насосная станция на горизонте 2(+310);
- участковая насосная станция на горизонте 7(+60);
- участковая насосная станция на горизонте 12(-190);
- добычные работы на горизонте 11(-140) -- 4 ПДМ;
- расходный склад ВВ на горизонте 1(+360).

Баланс подаваемого и выдаваемого воздуха для проветривания выработок рудника приведен в таблице 11.1.1.

Баланс подаваемого и выдаваемого воздуха без учета утечек

Таблица 11.1.1

Наименование выработок	Расчетное количество воздуха, м ³ /сек
Подача воздуха	
Наклонный спиральный съезд	118,7
Выдача воздуха	
Транспортный съезд	114,8
Утечки	3,9

Проектная схема вентиляции представлена на рисунках 11.1.1 и 11.1.2

**ПРОЕКТНАЯ СХЕМА ВЕНТИЛЯЦИИ
(4-ый год)**

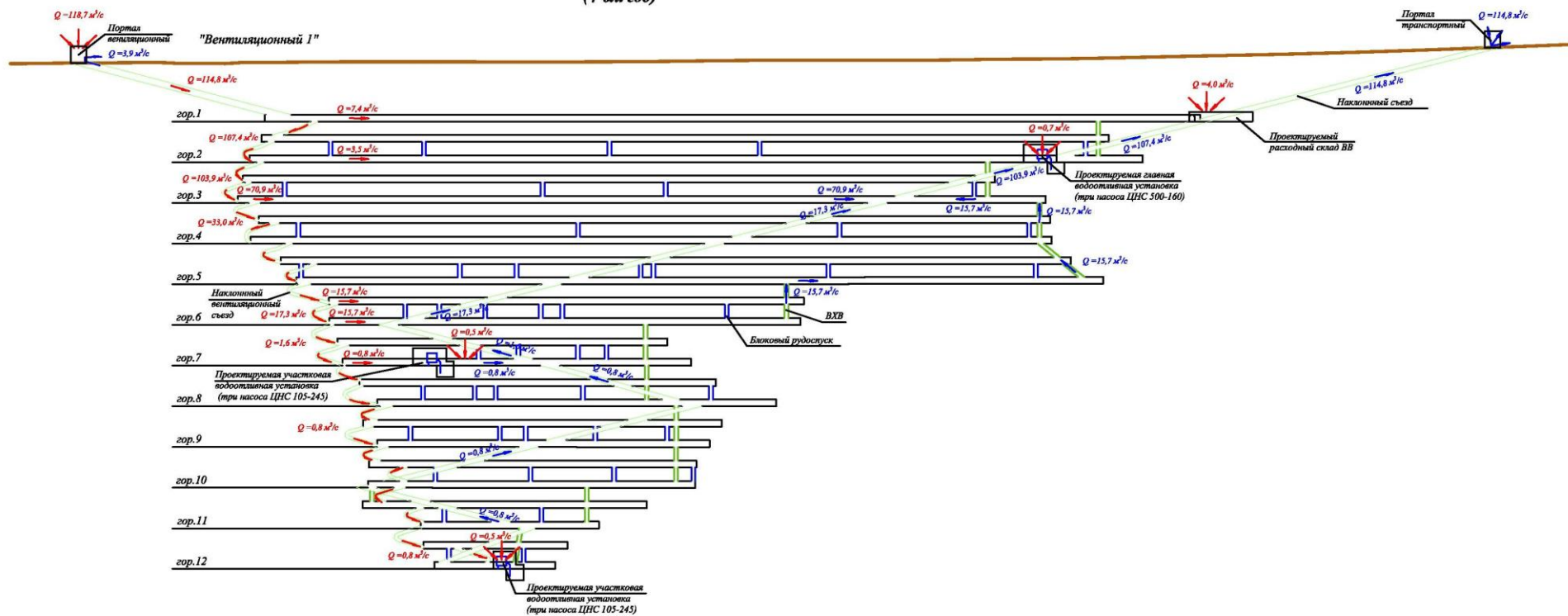


Рисунок 11.1.1 Схема вентиляции (отработка 4 горизонта)

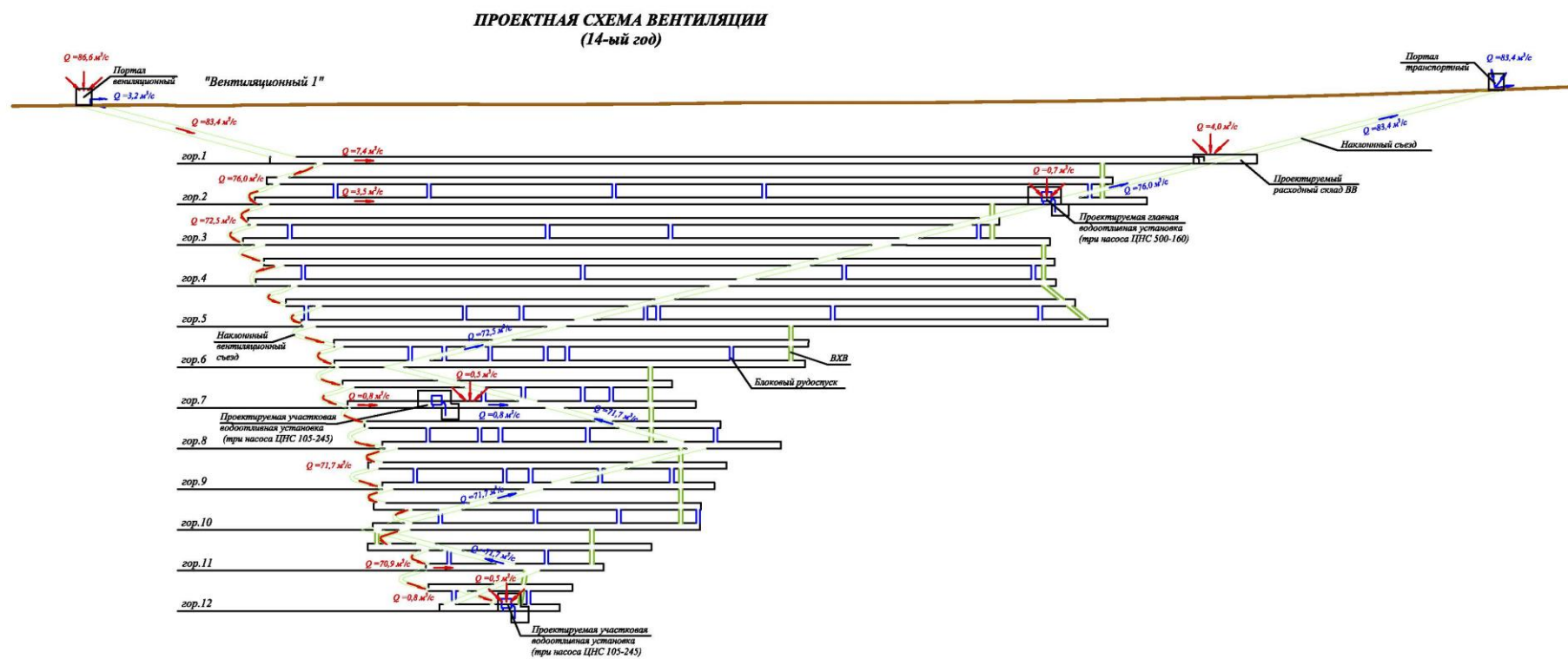


Рисунок 11.1.2 Схема вентиляции (отработка 12 горизонта)

11.2 Вентиляторные установки

Расчетная производительность вентиляционной установки с учетом резерва по производительности 20% составляет 118,7 м³/с.

Для проветривания рудника применять вентиляторную установку с вентилятором ВО-24/14 РД.

Техническая характеристика вентилятора приведена в таблице 11.2.1

Техническая характеристика вентилятора

Таблица 11.2.1

Наименование параметр	Ед. измер.	Показатели
Тип установки		Реверсивный (с комплектом средств реверсирования и переключения потока)
Тип вентилятора		ВО-24/14 РД либо возможна замена AL24-6300V
Диаметр рабочего колеса	мм	2400
Частота вращения ротора	мин ⁻¹	Не более 1000
Подача в пределах рабочей области: - номинальная - максимальная	м³/с	155 240
Статическое давление в пределах рабочей области: - номинальное - максимальное	Па	3300 3900
Максимальный статический КПД	%	81
Мощность электропривода, не более	кВт	1000
Напряжение	В	6000
Масса комплекта установки без электрооборудования	кг	16000

Для местного проветривания рекомендуется применять вентиляторы ВМЭ-8 в количестве 4 штук (2 для ГКР, 2 для ГПР) ВМЭ-4 в количестве 4 штук (для тупиковых камер: 3 шт. – водоотливные комплексы; 1 шт. – подземный склад ВВ).

Технические характеристики вентиляторов приведены в таблице 11.2.2

Технические характеристики вентиляторов

Таблица 11.2.2

Наименование параметр	Ед. измер.	Показатели	
Тип вентилятора		ВМЭ-4	ВМЭ-8
Диаметр рабочего колеса	мм	400	800
Частота вращения ротора	мин ⁻¹	3000	3000
Номинальная подача	м³/с	2	10
Номинальное полное давление	Па	1300	3200
Мощность электропривода, не более	кВт	4	45
Напряжение	В	380/660	380/660
Масса комплекта	кг	135	800

Для подогрева воздуха, подаваемого в шахту в зимнее время, у входа в портал уклона вентиляционного предусматриваются калориферные установки.

12 КАЛОРИФЕРНАЯ УСТАНОВКА

Калориферная установка (рисунок 4.2.16.1) должна обеспечивать, подогрев поступающего в шахту воздуха до температуры не менее $+2^{\circ}\text{C}$ в 5 м ниже сопряжения канала калорифера с Наклонным спиральным съездом.

Компоновка и конструкция калориферной установки определяется проектом проходки Наклонного спирального съезда, который должен содержать:

- пояснительную записку с теплотехническим расчетом, включающим определение необходимой поверхности нагрева и других параметров калориферной установки;
- схему автоматизации режима работы калориферной установки;
- инструкцию по эксплуатации калориферной установки.

Каждая калориферная установка должна состоять не менее чем из двух секций, работающих совместно или самостоятельно.

Для предотвращения замораживания калориферной установки должны соблюдаться следующие требования:

- скорость движения воды в трубках отдельных калориферов должна быть не менее 0.6 м/с;
- расчётная скорость воздушной струи в живом сечении калорифера должна быть в пределах 5-8 кг/(м²·с);
- расчётная скорость воздушной струи в проемах на входе холодного воздуха в калориферную установку должна быть в пределах 3-4 м/с;
- при одноходовых калориферах движение воды должно быть сверху вниз.

Потеря давления воздуха в калориферной установке от места всасывания воздуха до входа его в вентиляционный канал должна быть не выше 20 кгс/м².

Из котельной в калориферную установку должны прокладываться отдельные трубопроводы с соответствующими уклонами и арматурой для удаления воздуха и спуска воды из системы.

Холодный воздух в здание калориферной установки должен поступать через проемы, расположенные в стенах здания на высоте не менее 2 м от уровня земли.

Для перекрытия проёмов на входе наружного воздуха в калориферную установку и в камеру смешения должны предусматриваться соответствующие устройства с механическим приводом.

Каждая калориферная установка независимо от типа теплоносителя должна иметь аппаратуру контроля:

- температуры наружного (холодного) воздуха с ее регистрацией;
- температуры воздуха после прохода каждой калориферной секции;
- температуры поступающего в шахту подогретого воздуха с ее регистрацией;
- потерь давления на всасывающей стороне калориферной установки.
- температуры воды на входе в калориферную установку и выходе из нее;

- температуры воды на выходе из каждой калориферной группы;
- давления воды в подающей и обратной магистралях;
- циркуляции воды в системе.

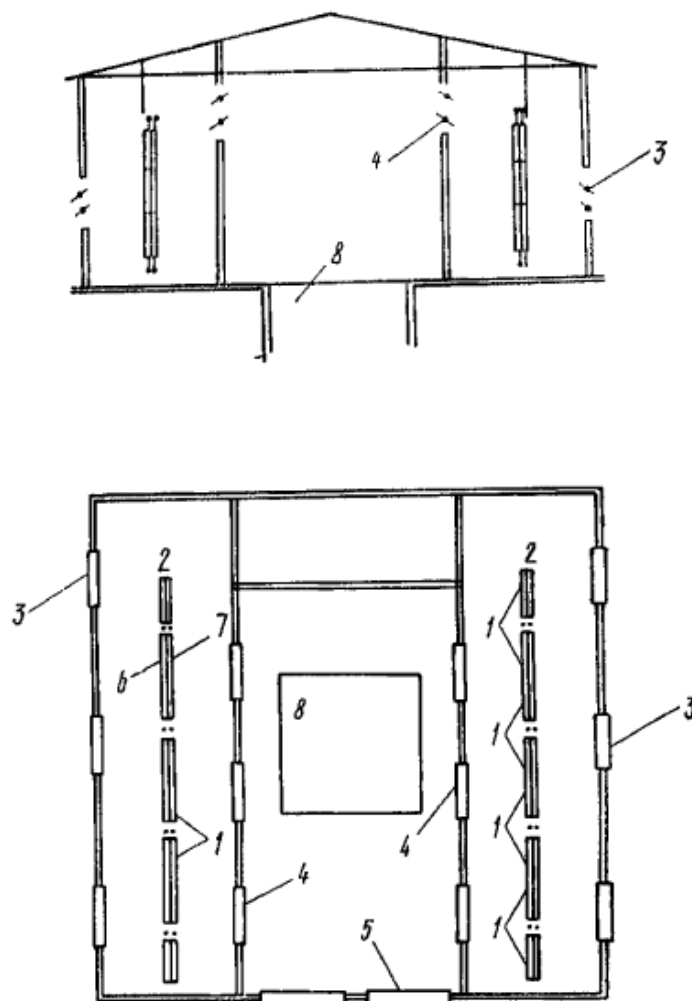


Рисунок 12.1. Типовая схема калориферной установки:

1 — группы калориферов; 2 — секции калориферов; 3 — проемы для наружного воздуха; 4 — проемы для теплого воздуха; 5 — проемы для воздуха летние; 6 — первый ряд калориферов; 7 — второй ряд калориферов; 8 — вход в вентиляционный канал

У диспетчера шахты должна быть аппаратура, сигнализирующая о:

- снижении температуры воздуха в стволе шахты ниже $+ 2^{\circ}\text{C}$;
- снижении давления пара или воды ниже допустимого предела;
- понижении температуры воды ниже 30°C ;
- выключении движения воздуха в калориферных секциях;
- нарушении циркуляции теплоносителя (воды) в системе.

Расчёт калориферной установки.

Задаются значениями скорости движения воздуха и скорости движения воды в трубках калорифера. Скорость воздуха принимается в пределах 5-8 кг/(м²·с), а скорость движения воды в трубках – 0,3-0,8 м/с. Принимаемые значения для проведения расчётов сведены в таблицу 1. На рисунке 12.1 представлена рекомендуемая схема подключения одной группы калориферов.

Принятые показатели для расчёта калориферной установки
на примере калориферов типа КЗВП

Таблица 12.1

Скорость движения воздуха, $\vartheta_{\text{в}} \gamma_{\text{в}}$, кг/(м ² ·с)	5
Скорость движения воды в трубках калорифера, $\vartheta_{\text{вд}}$, м/с	0,8
Характеристика калорифера типа КЗВП	
Поверхность нагрева $S_{\text{н}}$, м ²	54,6
Живое сечение для прохода воздуха $S_{\text{в}}$, м ²	0,638
Живое сечение для прохода теплоносителя $S_{\text{т}}$, м ²	0,00203
Параметр $A_{\text{к}}$	0,05
Параметр $B_{\text{к}} \cdot 10^4$	1070
Число ходов для воды	6
Диаметр подводящих труб d , мм	40
Характеристика группы калориферов	
Число калориферов в ряду, $n_{\text{к.р.}}$	6
Число рядов, подключенных последовательно по ходу калорифера, $n_{\text{кл}}$	2
Число калориферов в ряду, подключенных последовательно по теплоносителю, $n_{\text{к.р.п.}}$	3

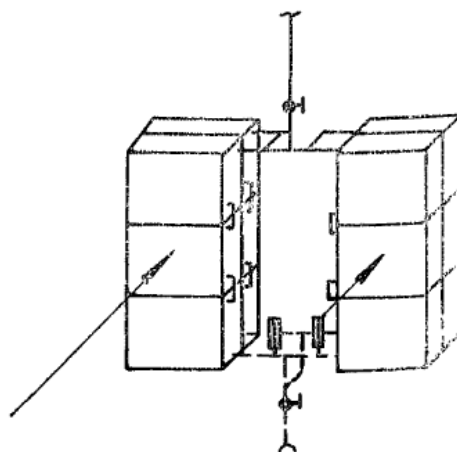


Рисунок 12.2 Схема подключения группы калориферов

Для принятых значений $\vartheta_{\text{в}} \gamma_{\text{в}}$ и $\vartheta_{\text{вд}}$ по номограмме (рисунок 12.2) находим:

$$\frac{A_{\text{к}} k_{\text{тп}}}{\vartheta_{\text{в}} \gamma_{\text{в}}} = 0.205 .$$

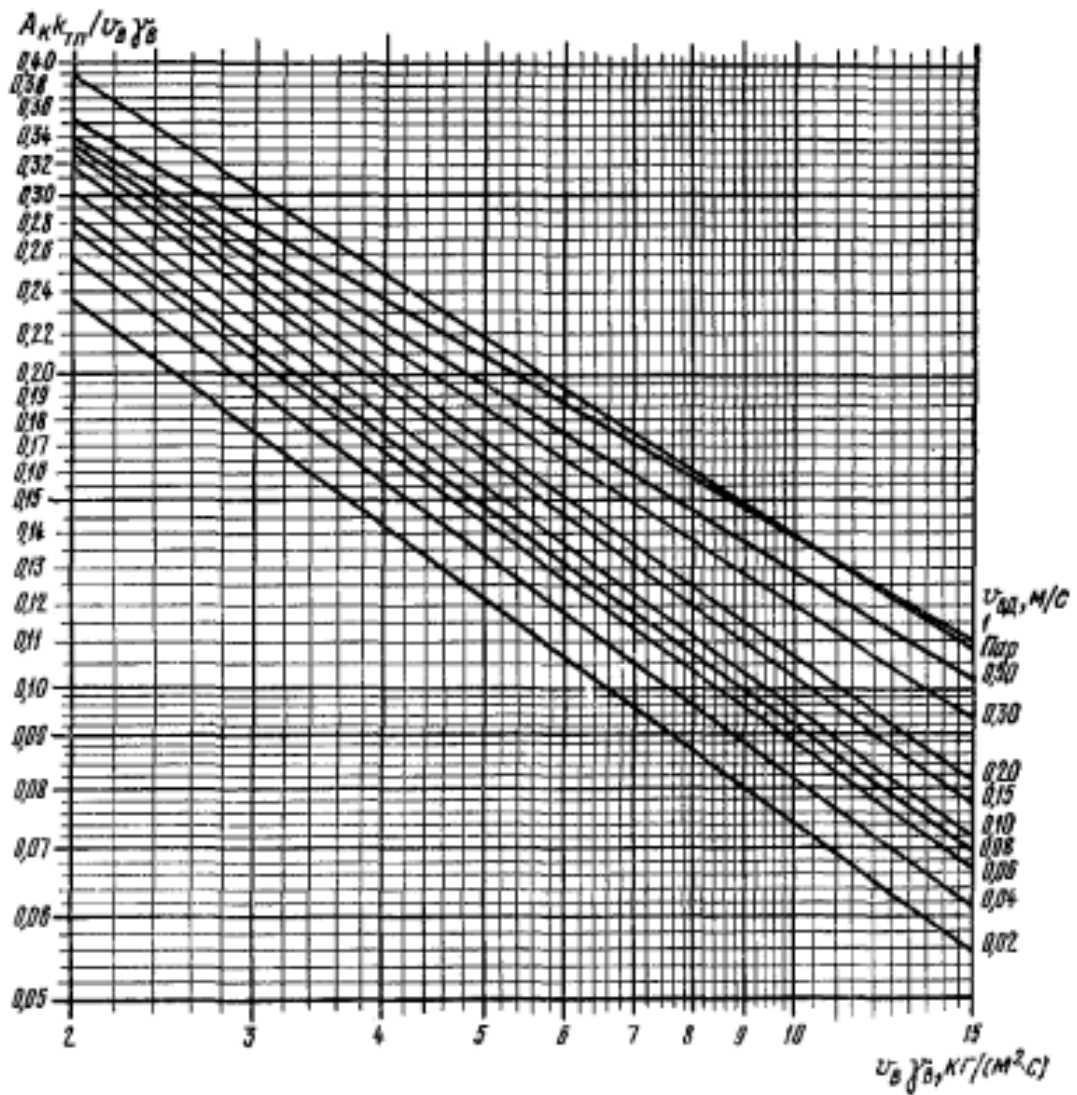


Рисунок 12.3 Номограмма для определения величины $\frac{A_K k_{TP}}{v_B \gamma_B}$.

По формуле находим значение σ_1 :

$$\sigma_1 = B_K \cdot \frac{\vartheta_B \gamma_B}{\vartheta_{ВД}} = 1070 \cdot 10^{-4} \cdot \frac{5}{0,8} = 0,669,$$

где B_K – показатель, характеризующий номер и модель калорифера.

По формуле находим a_1 :

$$a_1 = \frac{2 \cdot \frac{A_K k_{TP}}{\vartheta_B \gamma_B}}{1 + \frac{A_K k_{TP}}{\vartheta_B \gamma_B} \cdot (1 + \sigma_1)} = \frac{2 \cdot 0,205}{1 + 0,205 \cdot (1 + 0,669)} = 0,305.$$

По соответствующим формулам находят значения a_p и σ_p :

$$\sigma_p = n_{\text{к.р.п.}} \cdot \sigma_1 = 3 \cdot 0,669 \approx 2;$$

$$a_p = \frac{1 - (1 - a_1 \cdot \sigma_1)^{n_{\text{к.р.п.}}}}{\sigma_p} = \frac{1 - (1 - 0,305 \cdot 0,669)^3}{2} = 0,248,$$

где $n_{\text{к.р.п.}}$ – число калориферов в одном ряду, последовательно подключённых по ходу теплоносителя.

При двухрядном параллельном соединении калориферов по теплоносителю находим значения параметров a_y и σ_y по формулам:

$$\sigma_y = \frac{\sigma_p}{n_{кл}} = \frac{2}{2} = 1;$$

$$a_y = 1 - (1 - a_p)^{n_{кл}} = 1 - (1 - 0,248)^2 = 0,434,$$

где $n_{кл}$ – число рядов калориферов.

Определяем степень охлаждения теплоносителя:

$$a_y \sigma_y = 1 \cdot 0,434 = 0,434.$$

Производим проверку соответствия расчётных показателей a_y , $a_y \sigma_y$ данным таблицы 12.2.

Основные расчётные параметры калориферных установок

Таблица 12.2

Параметр	Температура наружного воздуха, °С		
	-36	-45	-50
Плотность воздуха, $\gamma_{вн}$, кг/м ³	1,48	1,54	1,58
Плотность воздуха, $\gamma_{вгор}$ на выходе после нагрева при $t_{вк} \approx 30^\circ$, кг/м ³	1,15	1,15	1,15
Минимальные значения степени нагрева воздуха a_y при температуре воды			
150-70°С	0,22	0,26	0,28
130-70°С	0,25	0,29	0,31
Пределы значений степени охлаждения воды $a_y \sigma_y$ при температуре воды			
150-70°С	0,43-0,48	0,41-0,46	0,40-0,45
130-70°С	0,38-0,42	0,34-0,40	0,33-0,39
Удельный расход тепла на нагрев шахтного воздуха $g_{уд}$, Вт с/м ³	42000	52000	57500

Для $a_y = 0,433 > 0,28$, а $a_y \sigma_y = 0,433$. Это показывает, что схема группы калориферов и число рядов в группе выбраны корректно.

По формулам определяем конечную температуру воздуха $t_{в.к.}$ и теплоносителя $t_{т.к.}$:

$$t_{в.к.} = a_y \cdot (t_{т.н.} - t_{в.н.}) + t_{в.н.} = 0,434 \cdot (150 + 50) - 50 = 36,8^\circ\text{С};$$

$$t_{т.к.} = t_{т.н.} - a_y \sigma_y \cdot (t_{т.н.} - t_{в.н.}) = 150 - 0,434 \cdot (150 + 50) = 63,2^\circ\text{С},$$

где $t_{т.н.}$ – начальная температура теплоносителя, 150 °С;

$t_{в.н.}$ – начальная температура воздуха, –50 °С.

Определяем количество воздуха, проходящего через калориферы:

$$Q_1 = \vartheta_{в} \gamma_{в} \cdot S_{в} \cdot n_{к.р.} = 5 \cdot 0,638 \cdot 6 = 19,14 \text{ кг/с}$$

где $S_{в}$ – сечение, свободное для прохода воздуха, м²;

$n_{к.р.}$ – число калориферов в одном ряду.

Рассчитываем количество тепла, переданного воздуху группой калориферов:

$$G = 0,24 \cdot 3600 \cdot Q_1 (t_{в.к.} - t_{в.н.}), \text{ ккал/ч}$$

$$G = 0,24 \cdot 3600 \cdot 19,14 \cdot (36,8 + 50) = 1\,437\,567 \text{ ккал/ч}$$

Определяем количество теплоносителя на группу калориферов:

$$G_T = \frac{G}{(t_{\text{т.н.}} - t_{\text{т.к.}}) \cdot 970} = \frac{1\,437\,567}{(150 - 63,2) \cdot 970} = 17,05 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Устанавливаем расход теплоносителя в одном потоке:

$$g_T = \frac{G_T}{\frac{n_{\text{к.р.}} \cdot n_{\text{кл}}}{n_{\text{к.р.п.}}}} = \frac{17,05}{\frac{6 \cdot 2}{3}} = 4,26 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Определяем потерю депрессии при проходе воздуха:

$$h_y = 1,2 \cdot n_{\text{кл}} \cdot h_1 = 1,2 \cdot 2 \cdot 2 = 4,8 \text{ мм вод. ст.},$$

где 1,2 – коэффициент резерва;

h_1 – потеря депрессии в одном калорифере, определяется по номограмме (рисунок 4.2.16.4).

Находим потерю депрессии при проходе теплоносителя:

$$h_{\text{т.у.}} = 1,1 \cdot n_{\text{к.р.п.}} \cdot k_x \cdot h'_1 = 1,1 \cdot 3 \cdot 4,1 \cdot 180 = 2435,4, \text{ мм. вод. ст.},$$

где 1,1 – коэффициент резерва,

k_x – коэффициент, учитывающий влияние числа ходов в многоходовых калориферах (таблица 12.3)

h'_1 – сопротивление одного калорифера прохождению теплоносителя, определяется по номограмме (рисунок 12.3)

Коэффициент учёта влияния числа ходов в многоходовых калориферах на величину их гидравлического сопротивления

Таблица 12.3

Число ходов в калорифере	k_x	Число ходов в калорифере	k_x
1	1,0	7	4,7
2	1,5	8	5,4
3	2,0	9	6,1
4	2,7	10	6,8
5	3,4	11	7,5
6	4,1	12	8,2

По формуле ниже определяем площадь сечения проёмов для прохода холодного воздуха

$$S'_x = \frac{Q_1}{\gamma_{\text{в.н.}} \cdot v_{\text{max}}} = \frac{19,14}{1,58 \cdot 10} = 1,21 \text{ м}^2$$

где $\gamma_{\text{в.н.}}$ – объёмная масса воздуха при расчётной температуре холодного воздуха (таблица 4.2.16.2);

v_{max} – допустимая максимальная скорость поступления воздуха на калориферы через проёмы, м/с, принимается в диапазоне 8-10 м/с.

Далее находим площадь сечения проёмов для прохода нагретого воздуха:

$$S'_r = \frac{Q_1}{\gamma_{\text{в.+30}} \cdot v_{\text{max}}} = \frac{19,14}{1,15 \cdot 10} = 1,66 \text{ м}^2$$

где $\gamma_{в.+30}$ – объёмная масса нагретого воздуха (таблица 12.4).

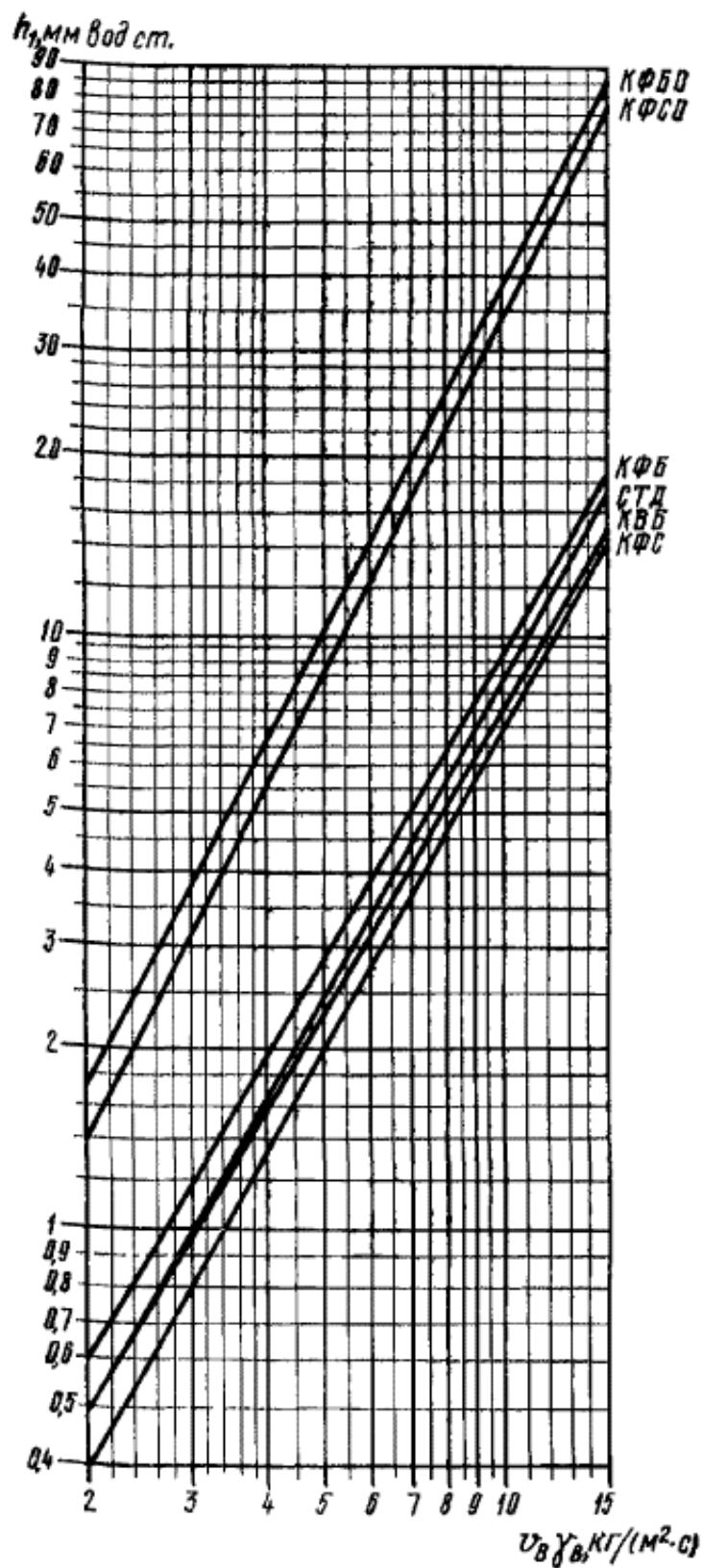


Рисунок 12.4 Величина потери депрессии для различных типов калориферов в зависимости от скорости воздуха

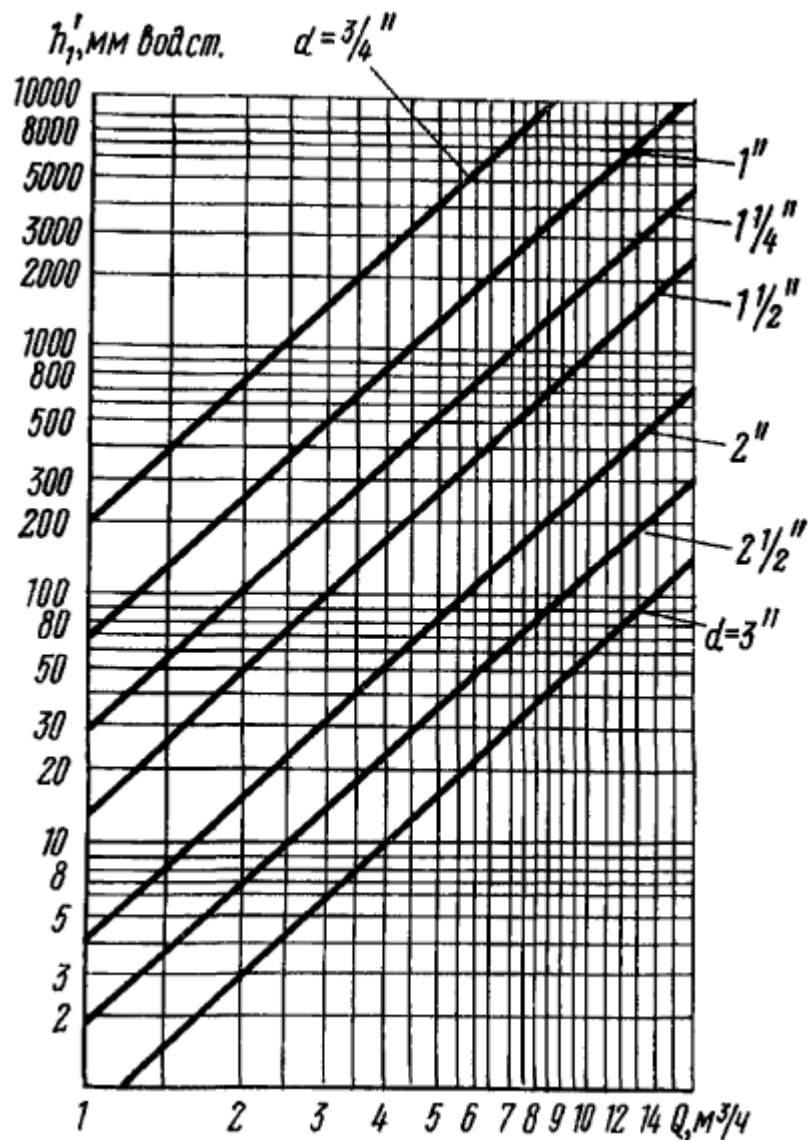


Рисунок 12.5 Величина потерь депрессии в одноходовых калориферах в зависимости от расхода воды и диаметра патрубка

Удельный расход тепла на нагрев 1 м³/с поступающего в шахту воздуха при $t_{в.н.} = -50^{\circ}\text{C}$ составит:

$$g_{уд} = 0,24 \cdot \gamma_{в.+2} \cdot (t_{см} - t_{в.н.}) \cdot 3600, \text{ ккал} \cdot \text{с}/(\text{ч} \cdot \text{м}^3),$$

где $t_{см}$ – температура смеси холодного и подогретого воздуха ($+2^{\circ}\text{C}$);
 $\gamma_{в.+2}$ – объёмная масса воздуха температуры $+2^{\circ}\text{C}$ ($1,28 \text{ кг}/\text{м}^3$).

$$g_{уд} = 0,24 \cdot 1,28 \cdot (2 + 50) \cdot 3600 = 57507,84 \text{ ккал} \cdot \text{с}/(\text{ч} \cdot \text{м}^3)$$

Рассматриваемая группа калориферов производительностью 1 437 567 ккал/ч позволяет нагреть воздух от -50°C до $+2^{\circ}\text{C}$ следующее количество воздуха:

$$Q' = \frac{G}{g_{уд}} = \frac{1\,437\,567}{57\,507,84} \approx 25 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Определяем число групп в калориферной установке:

$$n_{\Gamma} = \frac{1,1 \cdot Q_{\text{ш}}}{Q'} = \frac{1,1 \cdot 120}{25} = 5,28 \approx 6 \text{ групп}$$

где 1,1 – коэффициент запаса по теплопроизводительности установки;
 $Q_{\text{ш}}$ – количество воздуха, поступающего в шахту, 120 м³/с.

Принимаем 6 групп калориферов. Рассчитываем показатели для всей установки.

Количество теплоносителя:

$$G_{\text{т.у.}} = G_{\text{т}} \cdot n_{\Gamma} = 17,05 \cdot 6 = 102,3 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Площадь сечения проёмов для прохода холодного воздуха:

$$S_{\text{х}} = S'_{\text{х}} \cdot n_{\Gamma} = 1,21 \cdot 6 = 7,26 \text{ м}^2$$

Площадь сечения проёмов для прохода нагретого воздуха:

$$S_{\Gamma} = S'_{\Gamma} \cdot n_{\Gamma} = 1,66 \cdot 6 = 9,96 \text{ м}^2.$$

Результаты проведенных расчётов сведены в таблицу 4.2.16.4.

В итоге для нагрева 120 м³/с воздуха, поступающего в шахту, потребуется 6 групп калориферов (по 12 калориферов в каждой) типа КЗВП или любого другого с подобными техническими характеристиками. Итоги расчёта приведены в таблице 12.4.

Результаты расчёта двухрядной группы калориферов

Таблица 12.4

Показатель	Значение
Наружная температура, °С	-50
Расход тепла на нагрев 1 м ³ /с воздуха, подаваемого в ствол шахты, $g_{\text{уд}}$, ккал·с/(ч·м ³)	57 507,84
Скорость движения воздуха, $\vartheta_{\text{в}} \gamma_{\text{в}}$, кг/(м ² ·с)	5
Скорость движения воды в трубках калорифера, $\vartheta_{\text{вд}}$, м/с	0,8
Степень нагрева воздуха в калорифере, $a_{\text{у}}$	0,434
Степень охлаждения воды в калорифере, $a_{\text{у}} \sigma_{\text{у}}$	0,434
Количество воздуха, проходящего через калорифер, кг/с	19,14
Температура воздуха на выходе из калорифера, $t_{\text{в.к.}}$, °С	36,8
Температура воды на выходе из калорифера, $t_{\text{т.к.}}$, °С	63,2
Количество тепла, переданного воздуху, ккал/ч	1 437 567
Потеря депрессии воздуха в калорифере, мм. вод. ст.	4,8
Потеря депрессии теплоносителя в калорифере, мм. вод. ст.	2435,4
Количество шахтного воздуха, нагретого группой калориферов, м ³ /с	120
Живое сечение проёмов для прохода холодного воздуха, м ²	7,26
Живое сечение проёмов для прохода нагретого воздуха, м ²	9,96

13 МЕРОПРИЯТИЯ ПО КОМПЛЕКСНОМУ ОБЕСПЫЛИВАНИЮ РУДНИЧНОЙ АТМОСФЕРЫ

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

- обеспечение подачи чистого воздуха – подаваемый в шахту и на рабочие места воздух должен иметь запыленность не более 30% от установленной «Правилами обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы» санитарной нормы ($0,6 \text{ мг/м}^3$). Выполнение данного требования обеспечивается регулярным орошением подъездных дорог, а также озеленением промплощадок рудника, устройством на воздухоподающих квершлагах рудника водяных завес;

- предупреждение образования взвешенной пыли в рудничной атмосфере, что обеспечивается:

- а) бурением скважин и шпуров с обязательной водяной промывкой;

- б) увлажнением горной массы при погрузке и разгрузке;

- в) смывом осевшей пыли с поверхности выработок и камер или связыванием ее специальными смачивающе-связывающими веществами.

- устранение распространившейся в атмосфере пыли, для чего предусматривается осуществлять:

- а) интенсивное проветривание действующих забоев, обеспечивающее вынос тонкодисперсной пыли;

- б) рециркулярное проветривание тупиковых забоев вентиляторами и фильтро-вентиляционными установками.

Перечень рекомендуемых средств регулирования расхода воздуха и пылеподавления приведен в таблице 13.1.

Перечень рекомендуемых средств воздухораспределения и пылеподавления

Таблица 13.1

Назначение	Рекомендуемые средства	Краткая техническая характеристика	
		Показатель	Величина показателя
1	2	3	4
Распределение воздуха по отдельным выработкам, блокам и участкам	Автоматический регулятор расхода вентиляционного воздуха РВ	Производительность, м ³ /с Депрессия, даПа Точность регулирования расхода, % Масса, кг	5-12 5-100 ±10 350
Обеспыливание входящего воздуха	Водяная завеса с полуавтоматической блокировкой ПБ-1	Расход воды, л/мин Давление воды, МПа Количество датчиков: кнопочных; троллейных. Время отключения, с Эффективность улавливания пыли, %	20 0,4-1,0 2 2 20 35-40
Очистка воздуха, аспирируемого от опрокидывателей, дозаторов и других источников интенсивного пылеобразования	Пылеулавливающая установка ПР-20	Производительность, м ³ /с Запыленность, мг/м ³ : на входе до; на выходе до Расход воды, м ³ /ч Потребляемая мощность, кВт Масса, кг	5,5-6,7 80 0,6 2,4-2,5 22 1350
Повышение эффективности проветривания призабойных пространств при бурении шпуров	Рециркулятор ФР-2	Производительность, м ³ /с Эффективность очистки воздуха, % Расход воды, л/мин. Диаметр, мм Длина, мм Масса, кг	0,67 30-60 10 350 1300 12

Назначение	Рекомендуемые средства	Краткая техническая характеристика	
		Показатель	Величина показателя
1	2	3	4
Очистка подаваемой к форсункам воды от механических примесей	Фильтр ФВС	Расход воды, л/мин. Давление воды, МПа Размер пропускаемых частиц, мм Габариты, мм	до 30 до 2,5 менее 0,4 236x114x154
Орошение стенок и кровли откаточных выработок	Поливочная машина	Удельный расход воды, л/м ² Число орошений в смену Тип насоса	Не менее 0,1 1 Ш-125 или 2К-6
Смыв пыли со стенок и кровли забоев. Увлажнение горной массы перед погрузкой и при скреперовании	Дальнобойный ороситель ДО-2	Расход воды (при давлении 0,8 МПа), л/мин. Дальнобойность, м Масса, кг	40 17 1,4
Создание водяного тумана в забое горизонтальной выработки перед взрыванием шпуров	Гидромина (водонаполненный полиэтиленовый сосуд в прямке)	Размеры прямка, м Количество воды, л Расстояние от прямка до груди забоя, м Опережение взрывания, мс Концентрация водяного тумана начальная, г/м ³	0,7x0,7x0,4 200 0,5-1 25 100-500

14 МЕХАНИЗАЦИЯ ПРОХОДЧЕСКИХ РАБОТ

Выбор видов и средств шахтного транспорта зависит от системы вскрытия месторождения, системы разработки, способов отбойки полезных ископаемых и породы (взрывной или механической), характеристики транспортируемой горной массы (кусоватость, плотность, абразивность), дальности перемещения, величины грузопотока.

В первую очередь проходятся горно-капитальные работы. Добычные работы на руднике планируются начать с третьего квартала второго года от начала работ.

Комплексы основного технологического бурового и погрузочно-доставочного самоходного и переносного оборудования определены исходя из рекомендуемых систем разработки и технологии горных работ, а также выбора высокопроизводительной техники, эксплуатируемой при минимальных сечениях горных выработок и удовлетворяющей требованиям норм технологического проектирования и безопасности горных работ [5], [9], [15]. Все оборудование, принятое по Плану горных работ, является современным. Оно отличается высокой точностью, надежностью, безопасностью при эксплуатации, соответствует экологическим нормам. Проектом планируется использовать электрическое оборудование. Используя электрическую энергию, обеспечивается отсутствие выбросов во время движения, это может помочь снизить затраты на шахтную систему вентиляции и понизить энергопотребление.

На проходческих и очистных работах рекомендуется применять следующее основное буровое и погрузочно-доставочное оборудование, с возможностью уменьшения типоразмеров:

- самоходная буровая установка для проходческих работ Epiroc типа Boomer S2 для бурения шпуров и установки анкерного крепления. Диаметр шпуров 43-64 мм и длиной до 6 м.

- буровые станки Epiroc типа Simba 1364-ITH для бурения веерных скважин в очистных забоях в горных выработках большого сечения.

- для эксплуатационной разведки - Atlas Copco Diamac 232;

- проходческий полок типа КПВ-4А и КПВ-4Н для проходки восстающих выработок;

- переносные перфораторы типа ПП-63и телескопные перфораторы типа ПТ-48 для бурения шпуров диаметром 43 мм на проходке горных выработок и в очистных забоях;

- на начальном этапе при горно-капитальных работах погрузка и транспортировка горной массы в породный отвал на поверхности будет осуществляться погрузочно-доставочной машиной типа КАМА WJB-3В (battery). Горная масса с породного временного отвала будет использоваться подрядной организацией для нужд строительства (отсыпка площадок и дорог).

Потребное количество основного технологического оборудования определено на основе выполненных расчетов по методике, учитывающей производительность и коэффициент внутрисменного использования

оборудования и механизмов, нормы выработки и времени на горные работы при следующих исходных данных:

Годовая производительность рудника – 1000,0 тыс. т руды;

Режим работы оборудования: число рабочих дней в году – 365, число рабочих смен в сутки – 2, продолжительность рабочей смены – 11 часов. Результаты расчетов сведены в таблицу 14.1

Перечень и количество основного технологического самоходного и переносного бурового и погрузочно-доставочного оборудования, ед.

Таблица 14.1

Наименование оборудования	Количество на весь срок отработки месторождения (с учетом замены)
Буровые станки:	
Еpiroc типа Boomer S2	6
Еpiroc типа Simba 1364-ITH	6
Atlas Copco Diames 232 с электрическим двигателем	3
Переносные перфораторы ПП-63	6
Телескопные перфораторы ПТ-48	12
Проходческий полук типа КПВ-4А или КПН-4А	2
Погрузочно-доставочные машины: КАМА WJB-3В (battery)	39
Запасные батареи к ПДМ КАМА WJB-3В (battery)	55
Вибропитатель ПВБ 1,4/2,5	17
Скреперные лебедки 17ЛС-2СМА; 30ЛС-2СМА	3
Бутобой Еpiroc RK3042-С с гидромолотом SB 452	1
Ленточный конвейер (0,22 км)	11
Ленточный конвейер (0,4 км)	1

Для повышения коэффициента использования и производительности самоходного оборудования необходимо предусмотреть выполнение следующих технических мероприятий:

- создание условий высокопроизводительной работы машин с многозабойным обслуживанием (2-3 забоя на 1 машину);
- организация качественного обслуживания и ремонта самоходного оборудования на основе устройства складов запасных частей в непосредственной близости от рабочих мест и узлового ремонта с оснащением подземных ремонтных мастерских средствами малой механизации, приборами и стендами для контроля и диагностики машин.

15 ПОДЗЕМНЫЙ ТРАНСПОРТ

Для транспортировки руды на всех горизонтах до конвейера и рудоспусков будет применяться погрузочно-доставочная машина WJD-3B.

Для доставки руды с нижних горизонтов, а также по концентрационному горизонту проектом предусматриваются конвейеры марки КЛ1200.

Погрузка руды на конвейер осуществляется посредством вибропитателя.

В соответствии с п. 920 Подраздела 8 «Правил обеспечения промышленной безопасности ...» [3] - Машины должны передвигаться по выработкам со скоростью, обеспечивающей безопасность людей и оборудования, но не выше 20 км/ч.

Технические характеристики погрузочно-доставочной машины WJD-3B

Таблица 15.1

Технические характеристики	WJD-3B
Габариты (длина-ширина-высота)	9,15х2,174х2,851м
Грузоподъемность	6,5 тонны;
Емкость ковша	3,0 м ³ ;
Эксплуатационная масса	17 500 кг;
Мощность двигателя охлаждения	8лВт;
Мощность двигателя привода гидравлики	70/135кВт;
Мощность двигателя привода	80/150 кВт;
Стандартное время зарядки	1ч;
Стандартное время работы	5ч;
Скорость передвижения:	
1 передача	3,5км/ч;
2 передача	7,5км/ч;
3 передача	12,5км/ч;
4 передача	18,0км/ч;
Преодолеваемый подъем	14град;
Срок службы батареи	3000 зарядок.

Для исключения простоя ПДМ во время зарядки батареи, принято решение о применении дополнительной батареи на каждые две машины, которая будет находится на станции зарядки в заряженном состоянии. Так вместо зарядки будет производиться замена батарей на машине. В свою очередь «севшая» батарея будет заряжаться с последующей установкой на следующую машину. Потребность в батареях (с учетом установленных на машинах) будет составлять 1,5 батареи на каждую машину в работе.

Срок службы батареи составляет 3000 зарядок, что составляет 2 года. Но с учетом дополнительной батареи на каждые две машины, срок службы батарей увеличивается в 1,5 раза, т.е. 3 года.

График приобретения новых батарей и расчет потребного количества самоходного оборудования представлен в Приложении П2

16 МЕХАНИЗИРОВАННЫЙ ПОДЪЁМ

Доставка добытой горной массы (пустой породы и руды) на поверхность (на гора) будет осуществляться по Наклонному транспортному съезду с использованием ленточного конвейерного транспорта.

Ширина ленты конвейерной ленты принимается в зависимости от максимального габарита куска горной массы, перевозимой данным конвейером. По согласованию с заказчиком проектом предусматривается максимальный габарит куска 400мм.

Ширина ленты должна быть не менее рассчитанного по формуле:

$$B = k_6 \times a' + 200 \text{ мм}, \quad (16.1)$$

где:

k_6 - коэффициент, принимаемый равным 2 для рядового груза и 3,3 для сортированного груза;

a' - максимальная крупность кусков транспортируемого материала.

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

Согласно требованиям ПОПБ перевозка людей осуществляется на сконструированных для этих целей людских и грузо-людских конвейерах, позволяющих перевозить людей в обе стороны.

Проектом выбран конвейер производства марки КЛ1200, предназначен для транспортировки горной массы, с крупностью кусков руды до 400 мм, с отдельными включениями породы крупностью до 300 мм по прямолинейным в плане горным выработкам, с шириной ленты 1200мм.

Технические характеристики конвейера приведены в таблице 16.1

Технические характеристики ленточного конвейера

Таблица 16.1

Место расположение	Наклонный конвейер с поверхности до 1 горизонта	Наклонные конвейера с 1 горизонта до 12 горизонта
Модель	КЛ1200	
Количество, шт	1	11
Приемная способность, м³/мин **	15,4	15,4
Производительность конвейера, т/ч *	1200	1200
Длина конвейера при горизонтальной установке, м *	400	220
Скорость движения ленты, м/с **	2	2
Угол установки, град *	14	14
Установленная мощность привода, кВт ** в том числе мощность промежуточного привода, кВт	1x315 нет	1x250 нет
Питающее напряжение электросети, В *	380/660	380/660

Диаметр приводного барабана с футеровкой, мм **	1274	1274
Диаметр ролика на ставе, мм	127/159	127/159
Угол наклона боковых верхних роликов, град.	35	35
Ход натяжной каретки, м **	6	6

* - по желанию заказчика

** - расчетное значение

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

Проектом выбран вибропитатель ПВБ-1,4/2,5 с производительностью до 250 м³/ч. Технические характеристики вибропитателя представлены в таблице 16.2

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

Технические характеристики вибропитателя ПВБ-1,4/2,5

Таблица 16.2

Показатели	Значение
	ПВБ-1,4/2,5
Размеры лотка (длина х ширина), мм	1400х2500
Производительность, м ³ /ч	250...500
Мощность привода, кВт	2х2,2
Габаритные размеры (LxBxH), мм	3100х2100х1560
Масса, кг	2600

17 МЕХАНИЗАЦИЯ ВСПОМОГАТЕЛЬНЫХ РАБОТ

Перечень необходимого вспомогательного оборудования для подъема и спуска людей на горизонты, при выполнении работ по креплению горных выработок, зарядке скважин, доставке материалов и оборудования, поддержанию полотна дорог транспортных горных выработок и других вспомогательных работ сведен в таблицу 17.1

Перечень и количество вспомогательного оборудования

Таблица 17.1

Назначение	Наименование оборудования	Марка	Кол-во на весь срок отработки месторождения (с учетом замены) шт.
Заряжание шпуров	Зарядная машина	УЗП	9
Заряжание скважин	Зарядно-доставочная машина	«Анол-СС», «Ульба-400 МИ»	9
Набрызгбетон	Торкрет установка	SPM 500 Wetkret	2
Для поливки горных выработок	Машина поливочная шахтная	Беларусь МПЛ-373 м	1
Компрессор	Компрессор передвижной	ДЭН-110Ш	12
Доставка людей, грузов, ВВ, ГСМ.	Многофункциональная подземная машина	KAMA EUKB-6BRU18 (Battery)	4
Вентилятор	Вентилятор главного проветривания	ВО-24/14 или AL24-6300V	2
Вентилятор	Вентилятор местного проветривания	ВМЭ-4	4
Вентилятор	Вентилятор местного проветривания	ВМЭ-8	4
Насос	Водоотливной насос	ЦНС 105-245	6
Насос	Водоотливной насос	ЦНС 300-180	3

Зарядчики пневматические порционные нагнетательного типа с дистанционным управлением (ЗП) предназначены для зарядания скважин диаметром до 105 мм, глубиной до 40 м гранулированными взрывчатыми веществами

Торкрет установка Meuco Potenza предназначен для послойного нанесения (торкретирование) на поверхность строительных растворов, в том числе цементно-песчаных не пластифицированных и быстросхватывающихся без замедлителей схватывания, при минимальной подвижности 6 см погружения стандартного конуса и наибольшем размере фракции заполнителя 10 мм;

KAMA EUKB-6BRU18 (Battery) предназначен для транспортировки материалов в горных выработках: это многоцелевая система, позволяющая

оператору выполнять различные виды работ используя одно транспортное средство.

Установка состоит из серии кассет, из которых каждая предназначена для отдельной цели и которые устанавливаются на самоходном шасси. Различные кассеты используются для перевозки топлива, транспортировки горнорабочих, подъёмных операций и т.д. Многоцелевое самоходное шасси позволяет оператору выполнять различные работы с помощью только одного транспортного средства. Для смены операций мощное грузообрабатывающее устройство помогает подсоединять кассеты буквально за одну минуту. С помощью многофункциональной подземной машины один рабочий может осуществлять все погрузочно-разгрузочные операции, обеспечивая в результате эффективный и безопасный метод распределения снабжения. Так как на погрузку или разгрузку кассеты уходят только считанные секунды, то многофункциональная подземная машина может выполнять самые разнообразные работы в течение одного дня. Необходимые материалы доставляются в нужные места за короткое время. С минимальным персоналом, но при максимальном полезном использовании транспортного средства.

Кассета для топлива имеет вместимость цистерны 2500л. Этого количества топлива достаточно для бесперебойной работы всей заправляемой техники.

При наличии многофункциональной подземной машины с модулем для перевозки топлива нет необходимости в складе ГСМ в подземных условиях.

Кассета для перевозки пассажиров рассчитана на 14 человек.

18 ВОЗДУХОСНАБЖЕНИЕ И ВОДОСНАБЖЕНИЕ

Воздухоснабжение

Снабжение потребителей сжатым воздухом предусматривается от электрических передвижных компрессорных установок ДЭН-110Ш, производительностью 18 м³/мин. Расчет потребного количества сжатого воздуха приведен в таблице 18.1.

Потребное количество сжатого воздуха на рудник

Таблица 18.1

№ п.п.	Наименование потребителя	Кол-во, шт	Расход воздуха на единицу оборудования, м ³ /мин	К _и по времени	Коэффициент износа	Расход воздуха, м ³ /мин
1	Проходческий комплекс КПВ	1	11,6	0,2	1,15	2,67
2	Переносной перфоратор ПП-63	2	3,5	0,4	1,15	3,22
3	Телескопный перфоратор ПТ-48	4	3,6	0,6	1,15	9,94
4	Зарядная машина УЗП	3	10,2	0,1	1,15	3,52
5	Зарядная машина «Анол-СС, «Ульба-400МИ»	2	10,2	0,1	1,15	2,35
Всего, м ³ /мин						21,7
Итого, с коэффициентом запаса на неучтенное оборудование (1,1), м ³ /мин						23,87

Водоснабжение

В подземных выработках для промывки при бурении шпуров и скважин, орошения забоев, подавления очагов пылеобразования, мойки выработок, и для пожаротушения предусматривается объединённый противопожарно-оросительный трубопровод (по отдельному проекту на строительство). Расчет расхода воды приведен в таблице 18.2

Подача воды в трубопровод осуществляется с водосборников главной водоотливной станции, что позволит максимально использовать шахтные воды во внутреннем обороте. Расчётное количество воды на подземные нужды рудника составляет 24,8 м³/час. Расчётный расход воды на подземное пожаротушение составляет 87,8 м³/час.

Расчет расхода воды на рудник

Таблица 18.2

Наименование	Ед. изм.	Количество
Расход воды на устройство завесы при пожаре	м ³ /ч	37,8
Расход воды на непосредственное тушение пожара струей из одного пожарного ствола с диаметром насадки 19 мм	м ³ /ч	50
Расход воды на технологические нужды	м ³ /ч	13,4
Расход воды на пылеподавление	м ³ /ч	11,4
Итого	м ³ /ч	112,6

19 ВОДОПРИТОКИ В ПОДЗЕМНЫЕ ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ

Помимо данных по скважине №23595, предварительные данные о гидрогеологических условиях месторождения Аксоран получены по двум гидрогеологическим скважинам: одна из них, скважина № Г-1, пройдена в восточной части месторождения, а вторая, скважина № Г-2, – в западной части. Результаты интерпретации данных опробования водоносной зоны трещиноватости вмещающих пород по этим скважинам приведены в подразделе 1.3.

После выноса скважин на геологические планы и разрезы видно, что скважина № Г-2 не попадает в контуры проведения добычных работ, а интервалы исследований 96-104 и 126-132 по скважине № Г-1 попадают на коренные породы повышенной трещиноватости. По данным геологических исследований месторождение «Аксоран» пересекают 4 разлома направлением с севера на юг и 5 разломов направлением с северо-запада на юго-восток.

Таким образом, данные интерпретации результатов опробования водоносной зоны трещиноватости по скважине № Г-1 в целом характеризуют гидрогеологические условия месторождения «Аксоран» в контуре проведения добычных работ. При этом сопоставление этих данных с данными интерпретации результатов опробования водоносной зоны трещиноватости по скважине № Г-2 показывает, что расчеты, базирующиеся на данных по скважине № Г-1, имеют значительный «запас прочности» в прогнозных величинах водопритоков в подземные горные выработки, т.е. эти прогнозные величины будут являться максимально возможными.

Основные результаты интерпретации данных геофизических исследований в скважине № Г-1 сводятся к следующему:

По данным кавернометрии скважины в интервалах 50,0-51,5, 121,0-150,0, 155,0-162,0, 169,0-197,0 м отмечаются зоны повышенной трещиноватости, породы склонны к обрушению стенок и кавернообразованию. К ним приурочены основные зоны водопритоков.

По данным расходомерии выделяются три зоны водопритока:

- в интервале 42,0-47,0 м, с удельным дебитом $0,0580 \text{ дм}^3/\text{с}/\text{м}$;
- в интервале 96,0-104,0 м, с удельным дебитом $0,07918 \text{ дм}^3/\text{с}/\text{м}$;
- в интервале 126,0-132,0 м с удельным дебитом $0,00619 \text{ дм}^3/\text{с}/\text{м}$.

По данным методов кажущегося сопротивления (КС) и потенциал сопротивления (ПС), эти зоны выделяются слабо, так как подземные воды имеют минерализацию в пределах $800\text{-}1200 \text{ мг}/\text{дм}^3$. Удельные сопротивления горных пород по скважине варьируют в пределах от 156,46 до 379,3 ом/м. Более низкие удельные сопротивления характерны для прослоек углистых аргиллитов и пород зоны смятия, а более высокие значения для даек диоритовых порфиринов и плотных песчаников.

Более четко разрез по скважине расчленяется по данным гамма-каротажа, четко выделяются дайки диоритовых порфиринов, алевролиты и аргиллиты, с

большим включением углистых частиц и с тонкой вкрапленностью сульфидной минерализации.

Удельное электрическое сопротивление раствора по данным резистивиметрии составляет 0,8 ом/м.

Отсутствие перетоков подземных вод между водоносными горизонтами и зонами трещиноватости достаточно отчетливо фиксируется по данным термометрии (равные значения по всему стволу) и расходомерии в статике.

Прогнозирование вероятных водопритоков в подземные горные выработки на месторождении «Аксоран» сводится к реализации двух прогнозных схем притоков подземных вод. Первая из них связана с формированием притоков в конкретные горные выработки, проходимые при вскрытии месторождения. Вторая определяется формированием притоков подземных вод в систему подземных горных выработок при разработке месторождения.

19.1 Прогнозы притоков подземных вод в наклонные съезды

В контуре проведения добычных работ водоносная зона, содержащая напорные подземные воды, будет вскрыта на полную мощность (от кровли на глубине $Z = 46$ м до подошвы на глубине 140 м), составляющую $m = 94$ м. Соответственно, напор над кровлей водоносной зоны принимается равным глубине вскрытия ее кровли на контакте с отложениями коры выветривания, т.е. $H_1 = Z = 46$ м (при статическом уровне подземных вод, совпадающем с поверхностью земли).

Таким образом, фильтрация подземных вод к горным выработкам будет развиваться как напорно-безнапорная, когда вблизи горной выработки формируется зона безнапорной фильтрации, а на некотором удалении от нее – зона напорной фильтрации.

В работе [94] на основе решения, полученного на основе метода последовательной смены стационарных состояний, предложен упрощенный способ расчета нестационарной напорно-безнапорной фильтрации. Она рассматривается как частный случай безнапорной фильтрации в слоистой среде и сводится к последней (в условиях установившегося движения) путем введения расчетной мощности потока

$$H_p = \sqrt{2mH - m^2} \quad (19.1.1)$$

где H – напор, отсчитываемый от подошвы водоносной зоны. Остальные обозначения прежние.

Такая подстановка справедлива для расчетов течения воды в зоне квазистационарного режима при условии [92]

$$0,3 < \frac{1}{H_1} \sqrt{\frac{a^* m \mu}{K}} = A < 3 \quad (19.1.2)$$

Здесь K – коэффициент фильтрации водоносной зоны;
 a^* – пьезопроводность,

$$a^* = \frac{K m}{\mu^*}$$

(Km – водопроводимость водоносной зоны, а μ^* – упругая емкость (водоотдача) водоносной зоны);

μ – гравитационная емкость (водоотдача) водоносной зоны.

Остальные обозначения прежние.

При $A < 0,3$ расчет можно вести по формулам напорной, а при $A > 3$ – по формулам безнапорной фильтрации.

Нетрудно видеть, что при суммарной водопроводимости зоны, определенной по данным откачки из скважины, $Km = 48,9$ м²/сут и эффективной мощности водоносной зоны трещиноватости метаморфогенных протерозойских пород, составляющей по данным ГИС скважины Г-1 $m = 94$ м, расчетное значение коэффициента фильтрации равно $K = 0,52$ м/сут.

Гравитационная емкость принимается $\mu = 0,01$, а упругая – $\mu^* = 0,0001$.

Подставив в формулу (18.1.2) все представленные параметры, имеем следующее значение безразмерного параметра

$$A = \frac{1}{H_1} \sqrt{\frac{a^* m \mu}{K}} = \frac{1}{46} \sqrt{\frac{48,9 \cdot 94 \cdot 0,01}{0,0001 \cdot 0,52}} = 20,44$$

Таким образом, в соответствии с критерием (18.1.2) прогнозные расчеты притоков подземных вод в горные выработки на месторождении «Аксоран» могут выполняться по формулам **безнапорной фильтрации**, т.е. водоносная зона трещиноватости протерозойских пород, содержащая напорные воды, может рассматриваться как **безнапорная**.

В этом случае для дальнейших расчетов вводится некоторая расчетная мощность потока, вычисленная по уравнению (18.1.1). Эта мощность равна

$$H_p = \sqrt{2mH - m^2} = \sqrt{2 \cdot 94 \cdot 140 - 94^2} = 132,2$$

При этом полагается, что статический уровень безнапорных подземных вод располагается на глубине

$$Z_0 = Z_{\max} - H_p = 140 - 132,2 = 7,8 \text{ м.}$$

Условия напорно-безнапорной фильтрации подземных вод в водоносной зоне открытой трещиноватости на участке проведения добычных работ месторождения «Аксоран» могут рассматриваться как частный случай безнапорной фильтрации в слоистой среде и сводится к последней.

При этом выделенная по данным опробования скважины Г-1 водоносная зона трещиноватости (до глубины $Z_{\max} = 140$ м) будет вскрыта на всю мощность наклонными съездами до его 1-ого поворота – от абсолютной отметки поверхности съезда на поверхности $Z = 451,615$ м до абсолютной отметки поверхности подошвы съезда на уровне его 1-ого поворота $Z = 170,006$ м (т.е. до глубины 281,61 м) при длине транспортного съезда до 1-ого поворота $l_1 = 1679$ м. Соответственно проектный уклон съездов составляет $1:U = 1:5,96$, где U – горизонтальная составляющая проектного уклона съезда.

Скорость выполнения работ в неустойчивых породах (рыхляке) буровзрывным способом, армирования, прокладки трубопроводов и навески кабелей принимаем не менее 100 м в месяц [26]. Принятая скорость проходки обусловлена применением высокопроизводительного горношахтного оборудования и по аналогии с другими горнорудными предприятиями и метростроем. Скорость выполнения работ в устойчивых горных породах, по согласованию с заказчиком, принята в 200 п.м/мес, или $v = 6,67$ м/сут.

Соответственно водоносная зона на полную мощность (от кровли на глубине $Z = 46$ м до подошвы на глубине $Z_{n+1} = 140$ м при $n = 6$), составляющую $m = 94$ м, будет вскрыта на протяжении съезда, равном $L = mU$, т.е. на протяжении наклонного съезда $L = 560$ м ($L = 94 \cdot 5,96 = 560$ м). Напор над кровлей водоносной зоны равен глубине вскрытия ее кровли на контакте с отложениями коры выветривания, т.е. $H_1 = Z = 46$ м (при статическом уровне подземных вод, совпадающем с поверхностью земли). Вместе с тем, статический уровень подземных вод в условной безнапорной водоносной зоне открытой трещиноватости, как установлено ранее, располагается на глубине $Z_0 = 7,8$ м при условной мощности водоносной зоны $H_p = 132,2$ м.

Для формализации условий вскрытия съезда водоносной зоны, прогноза притоков подземных вод принимается, что наклонный съезд разбивается на 7 условных горизонтальных выработок длиной по 80 м, расположенных ступеньками с шагом по глубине $\Delta Z = 13,4$ м. При этом полагается – горизонтальный отрезок каждого из 7 горизонтальных этажей наклонного съезда располагается на подошве этого этажа.

В соответствии с постоянной заданной скоростью развития выработки, равной $v = 6,67$ м/сут, каждый условный горизонтальный отрезок наклонного транспортного съезда проходится за $t = 12$ суток.

Для оценки прогнозных притоков в систему подземных горных выработок при проведении добычных работ водоносная зона трещиноватости принимается однородной по фильтрационным параметрам. Уровень подземных вод при формировании депрессионной воронки будет сработан от действия горных выработок ниже кровли водоносной зоны, соответственно фильтрация подземных вод развивается точно также, как и в безнапорной зоне при гравитационной емкости (водоотдаче) $\mu = 0,01$. Расчетная величина коэффициента фильтрации водоносной зоны, осредненная на полную

мощность зоны составляет $K = \frac{K m}{m}$, где K – как и прежде, коэффициент фильтрации водоносной зоны; остальные обозначения прежние. Нетрудно видеть, что расчетное значение коэффициента фильтрации равно $K = 0,52$ м/сут.

Расчетная уровнепроводность водоносной зоны, с учетом представленных значений водопроводимости и гравитационной емкости, равна $a = \frac{K m}{\mu} = 4890 \text{ м}^2/\text{сут.}$

Фактически подземные выработки являются несовершенными по степени вскрытия водоносной зоны. Несовершенство учитывается заданием вскрытой горизонтальными выработками назначенного этажа эффективной (рабочей) мощности зоны трещиноватости, т.е. в расчеты прогнозных водопритоков вводить поправки на несовершенство выработок по степени вскрытия водоносной зоны нет необходимости.

Принимается также, что по завершении каждого условного этажа наклонного съезда проходка мгновенно переходит на следующий этаж с мгновенным заглублением этого этажа на величину $\Delta Z = 13,4$ м. Статический уровень подземных вод для первого условного этажа принимается, как отмечалось ранее, совпадающим с поверхностью земли, соответственно понижение уровня на подошве первого этажа составляет $S_1 = Z + \Delta Z = 59,4$ м.

Понижение уровня для всех последующих условных этажей наклонного съезда отсчитывается от сниженного (сработанного) предыдущим этажом уровня подземных вод.

Расчет двухстороннего притока подземных вод в условную горизонтальную дрена, моделирующую условный горизонтальный этаж наклонного транспортного съезда, на единицу ее длины при неустановившемся режиме их фильтрации выполняется по формуле [89]:

$$q_i(t) = \frac{2}{\sqrt{\pi}} \frac{(Z_i - Z_{i-1})K \left[(Z_i - Z) - \frac{(Z_i - Z)}{2} \right]}{\sqrt{at}}. \quad (19.1.3)$$

Здесь $Z_0 = 7,8$ м; $(Z_i - Z_{i-1}) = S_i$ – расчетное понижение уровня подземных вод на контуре горизонтальной выработки;
 $(Z_i - Z) = \Delta Z$ – вскрытая (рабочая) отрабатываемым этажом мощность водоносной зоны. Остальные обозначения прежние.

Ясно, что общий прогнозный приток подземных вод в каждую такую дрена (назначенный этаж) составит:

$$Q_i(t) = q_i(t)[L(t) + b] \quad (19.1.4)$$

где $L(t)$ – текущее значение длины горизонтальной выработки, равное на назначенный момент времени ее проходки;
 b – ширина наклонного съезда, $b \cong 5,5$ м. В уравнении (18.3.2)

$$L(t) = vt \quad (19.1.5)$$

Здесь все обозначения прежние.

Проиллюстрируем расчеты притока подземных вод по формулам (19.1.3), (19.1.4) и (19.1.5) в верхний назначенный этаж. Для вычислений по формуле (19.1.3) имеются все необходимые данные: коэффициент фильтрации $K = 0,52$ м/сут; уровнепроводность $a = 4890$ м²/сут; ширина наклонного съезда $b \cong 5,5$ м; глубина подошвы первой (верхней) горизонтальной выработки $Z_1 = 59,4$ м; глубина до статического уровня подземных вод $Z_0 = 7,8$ м; глубина до кровли водоносной зоны $Z = 46$ м. Вычисленный по формуле (18.3.1) удельный дебит притока подземных вод к горизонтальной дрене по истечении первых суток от начала ее проходки составляет:

$$q_1(1) = \frac{2}{\sqrt{3,1416}} \frac{(59,4 - 7,8) \cdot 0,52 \cdot \left[(59,4 - 46,0) - \frac{(59,4 - 46,0)^2}{2} \right]}{\sqrt{4890 \cdot 1}} = 2,90 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

Общий приток подземных вод в дрину (на всю ее пройденную на расчетный момент длину), рассчитанный по формуле (19.1.4) с учетом (19.1.5), составит $Q_1(1) = 2,90 \cdot (6,67 \cdot 1 + 5,5) = 35,30$ м³/сут, или 1,47 м³/ч.

Совершенно аналогично по формуле (19.1.3) вычисляется удельный приток подземных вод в горизонтальную дрину на любой момент от начала ее проходки (на протяжении 12 суток), а также в дальнейшем на протяжении всего периода вскрытия наклонным съездом водоносной зоны открытой трещиноватости. При оценке общего притока подземных вод в дрину до окончания ее проходки в расчетах принимается ее расчетная текущая длина, по истечении 12 суток проходки дрены длина ее принимается постоянной, равной $L = 80$ м.

Аналогично рассчитываются притоки и в другие назначенные условные горизонтальные дрены, моделирующие условный горизонтальный этаж наклонного транспортного съезда. Результаты прогнозных водопритокков в наклонный съезд на выбранные моменты времени и на весь период его проходки сведены в Таблице 19.1.1.

Результаты расчетов притоков подземных вод в наклонный съезд при вскрытии
месторождения «Аксоран»

Таблица 19.1.1

Продолжительность проходки этажа наклонного съезда t , сут	Продолжительность проходки наклонного съезда, T , сут	Притоки подземных вод в условные горизонтальные этажи, моделирующие наклонный транспортный съезд																					Суммарный приток подземных вод в наклонный съезд, $m^3/ч$
		1			2			3			4			5			6			7			
		$q_1(t)$, $m^3/сут$	$Q_1(t)$, $m^3/сут$	$Q_1(t)$, $m^3/ч$	$q_2(t)$, $m^3/сут$	$Q_2(t)$, $m^3/сут$	$Q_2(t)$, $m^3/ч$	$q_3(t)$, $m^3/сут$	$Q_3(t)$, $m^3/сут$	$Q_3(t)$, $m^3/ч$	$q_4(t)$, $m^3/сут$	$Q_4(t)$, $m^3/сут$	$Q_4(t)$, $m^3/ч$	$Q_5(t)$, $m^3/сут$	$Q_5(t)$, $m^3/сут$	$Q_5(t)$, $m^3/ч$	$Q_6(t)$, $m^3/сут$	$Q_6(t)$, $m^3/сут$	$Q_6(t)$, $m^3/ч$	$Q_7(t)$, $m^3/сут$	$Q_7(t)$, $m^3/сут$	$Q_7(t)$, $m^3/ч$	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24
1	1	2,90	35,30	1,47	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	1,47
2	2	2,05	38,65	1,61	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	1,61
5	5	1,30	50,40	2,10	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	2,10
8	8	1,03	60,37	2,52	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	2,52
12	12	0,84	71,63	2,98	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	2,98
1	13	0,80	68,79	2,87	0,75	9,17	0,38	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	3,25
2	14	0,78	66,29	2,76	0,53	10,04	0,42	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	3,18
5	17	0,70	60,15	2,51	0,34	13,09	0,55	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	3,05
8	20	0,65	55,46	2,31	0,27	15,68	0,65	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	2,96
12	24	0,59	50,63	2,11	0,22	18,60	0,78	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	2,88
1	25	0,58	49,60	2,07	0,21	17,86	0,74	0,75	9,17	0,38	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	3,19
2	26	0,57	48,64	2,03	0,20	17,21	0,72	0,53	10,04	0,42	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	3,16
5	29	0,54	46,06	1,92	0,18	15,62	0,65	0,34	13,09	0,55	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	3,12
8	32	0,51	43,84	1,83	0,17	14,40	0,60	0,27	15,68	0,65	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	3,08
12	36	0,48	41,34	1,72	0,15	13,15	0,55	0,22	18,60	0,78	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	3,05
1	37	0,48	40,77	1,70	0,15	12,88	0,54	0,21	17,86	0,74	0,75	9,17	0,38	-	-	-	-	-	-	-	-	-	3,36
2	38	0,47	40,23	1,68	0,15	12,63	0,53	0,20	17,21	0,72	0,53	10,04	0,42	-	-	-	-	-	-	-	-	-	3,34
5	41	0,45	38,73	1,61	0,14	11,96	0,50	0,18	15,62	0,65	0,34	13,09	0,55	-	-	-	-	-	-	-	-	-	3,31
8	44	0,44	37,39	1,56	0,13	11,39	0,47	0,17	14,40	0,60	0,27	15,68	0,65	-	-	-	-	-	-	-	-	-	3,29
12	48	0,42	35,80	1,49	0,13	10,73	0,45	0,15	13,15	0,55	0,22	18,60	0,78	-	-	-	-	-	-	-	-	-	3,26

Продолжение табл. 19.1.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24
1	49	0,41	35,43	1,48	0,12	10,59	0,44	0,15	12,88	0,54	0,21	17,86	0,74	0,75	9,17	0,38	-	-	-	-	-	-	3,58
2	50	0,41	35,08	1,46	0,12	10,45	0,44	0,15	12,63	0,53	0,20	17,21	0,72	0,53	10,04	0,42	-	-	-	-	-	-	3,56
5	53	0,40	34,07	1,42	0,12	10,06	0,42	0,14	11,96	0,50	0,18	15,62	0,65	0,34	13,09	0,55	-	-	-	-	-	-	3,53
8	56	0,39	33,14	1,38	0,11	9,71	0,40	0,13	11,39	0,47	0,17	14,40	0,60	0,27	15,68	0,65	-	-	-	-	-	-	3,51
12	60	0,37	32,02	1,33	0,11	9,30	0,39	0,13	10,73	0,45	0,15	13,15	0,55	0,22	18,60	0,78	-	-	-	-	-	-	3,49
1	61	0,37	31,76	1,32	0,11	9,20	0,38	0,12	10,59	0,44	0,15	12,88	0,54	0,21	17,86	0,74	0,75	9,17	0,38	-	-	-	3,81
2	62	0,37	31,50	1,31	0,11	9,11	0,38	0,12	10,45	0,44	0,15	12,63	0,53	0,20	17,21	0,72	0,53	10,04	0,42	-	-	-	3,79
5	65	0,36	30,76	1,28	0,10	8,85	0,37	0,12	10,06	0,42	0,14	11,96	0,50	0,18	15,62	0,65	0,34	13,09	0,55	-	-	-	3,76
8	68	0,35	30,08	1,25	0,10	8,61	0,36	0,11	9,71	0,40	0,13	11,39	0,47	0,17	14,40	0,60	0,27	15,68	0,65	-	-	-	3,74
12	72	0,34	29,23	1,22	0,10	8,32	0,35	0,11	9,30	0,39	0,13	10,73	0,45	0,15	13,15	0,55	0,22	18,60	0,78	-	-	-	3,72
1	73	0,34	29,03	1,21	0,10	8,25	0,34	0,11	9,20	0,38	0,12	10,59	0,44	0,15	12,88	0,54	0,21	17,86	0,74	0,75	9,17	0,38	4,04
2	74	0,34	28,83	1,20	0,10	8,18	0,34	0,11	9,11	0,38	0,12	10,45	0,44	0,15	12,63	0,53	0,20	17,21	0,72	0,53	10,04	0,42	4,02
5	77	0,33	28,27	1,18	0,09	7,99	0,33	0,10	8,85	0,37	0,12	10,06	0,42	0,14	11,96	0,50	0,18	15,62	0,65	0,34	13,09	0,55	3,99
8	80	0,32	27,73	1,16	0,09	7,81	0,33	0,10	8,61	0,36	0,11	9,71	0,40	0,13	11,39	0,47	0,17	14,40	0,60	0,27	15,68	0,65	3,97
12	84	0,32	27,06	1,13	0,09	7,59	0,32	0,10	8,32	0,35	0,11	9,30	0,39	0,13	10,73	0,45	0,15	13,15	0,55	0,22	18,60	0,78	3,95

19.2 Осушение притоков подземных вод в транспортный съезд

Такой дренаж обеспечивается линейным рядом скважин совершенных по степени вскрытия водоносной зоны открытой трещиноватости скважин, рационально скважины оборудовать как безфилтровые при длине водоприемной части:

- 70 м для наклонного транспортного съезда;
- 120 м для наклонного спирального съезда.

Оптимальной представляется линейная батарея скважин; расстояние между соседними скважинами по прямой составляет $\sigma = 40$ м (рисунок 18.4.1).

Радиус дренажных скважин $r_0 = 0,20$ м. Такой их радиус обеспечивает возможность оборудования дренажных скважин погружными насосами необходимой производительности диаметром до 8".

Необходимо отметить, что для формализации условий вскрытия съездом водоносной зоны, прогноза притоков подземных вод принимается, что наклонный съезд разбивается на условные горизонтальные выработки длиной по 80 м, расположенных ступеньками с шагом по глубине 13,4 м. При этом полагается – горизонтальный отрезок каждого этажа наклонного съезда располагается на подошве этого этажа. С учетом принятых параметров возмущения водоносного горизонта батареей дренажных скважин появляется возможность оценки вероятного притока к батарее каждого горизонтального этажа наклонного съезда.

Основываясь на методе сопротивлений, понижение напора в средней скважине можно выразить [96]:

$$S = \frac{Q_{\text{сум}}}{2\pi K m \sigma} (lR_{\text{л}} + \sigma \ln \frac{\sigma}{2\pi r_0}), \quad (19.2.1)$$

где $R_{\text{л}}$ – функция, зависящая от $\alpha = \frac{at}{l^2}$ [96].

Решим уравнение (18.4.1) относительно суммарного дебита батареи, получим

$$Q_{\text{сум}} = \frac{2\pi K m S \sigma}{lR_{\text{л}} + \sigma \ln \frac{\sigma}{2\pi r_0}}. \quad (19.2.2)$$

Последнее уравнение и обеспечивает вычисление необходимого дебита батареи дренажных скважин для сработки уровня подземных вод водоносной зоны открытой трещиноватости в этих скважинах до назначенной отметки (до заданной величины понижения уровня 120 м).

Нетрудно видеть, что при заданных параметрах водоносной зоны открытой трещиноватости и линейного ряда скважин, заданному периоду

сработки уровня подземных вод в дренажных скважинах безразмерный параметр

$$\alpha = \frac{at}{l^2} = \frac{4890 \cdot 84}{40^2} = 256,7.$$

Отсюда по графикам из [96] имеем $R_{\text{л}} = 8,6$. Подстановка в формулу (18.4.2) всех известных значений параметров и функций, входящих в нее, позволяет установить, что максимальный прогнозный дебит линейного ряда дренажных скважин должен быть не менее

$$Q_{01} \cong \frac{2 \cdot 3,1416 \cdot 48,9 \cdot 120 \cdot 40}{40 \cdot 8,6 + 40 \ln \frac{40}{2 \cdot 3,1416 \cdot 0,20}} = 3057,08 \text{ м}^3/\text{сут}$$

Отсюда очевидно следует, что нагрузка на каждую из 3 дренажных скважин батареи, приходящихся на один условный этаж наклонного съезда, должна составлять не менее $q_{01} \cong 1019,027 \text{ м}^3/\text{сут}$. Рекомендуемая техническая характеристика погружных насосов приведена ниже:

Таблица 19.2.1

Характеристика	Ед. изм.	Значение
Производительность	м ³ /ч	50
Напор	м	70
Диаметр	дюйм	8

Таким образом, создание линейного ряда дренажных скважин позволит практически полностью перехватить потоки подземных вод из водоносной зоны открытой трещиноватости, которые в противном случае полностью поступали бы в наклонный транспортный съезд.

Согласно имеющимся данным по сооруженным скважинам количество дренажных скважин в батарее для каждого из рассмотренных съездов составит:

- для наклонного спирального съезда (рисунок 19.2.1) – 7 скважин.
- для наклонного транспортного съезда (рисунок 19.2.2) – 4 скважины.

В заключение необходимо отметить, что рассмотренные выше величины прогнозных притоков подземных вод в планируемые горные выработки, дебиты батарей дренажных скважин являются максимально возможными. Указанное обстоятельство объясняется базированием всех расчетов этих притоков и дебитов на данных опробования водоносной зоны открытой трещиноватости только одной гидрогеологической скважиной Г-1; вероятно, что по этой скважине получены максимально возможные фильтрационные параметры водоносной зоны.

Перед началом производства работ для уточнения параметров водоносного горизонта рекомендуется дополнительно произвести

гидрогеологические исследования в местах сооружения порталов наклонных съездов.

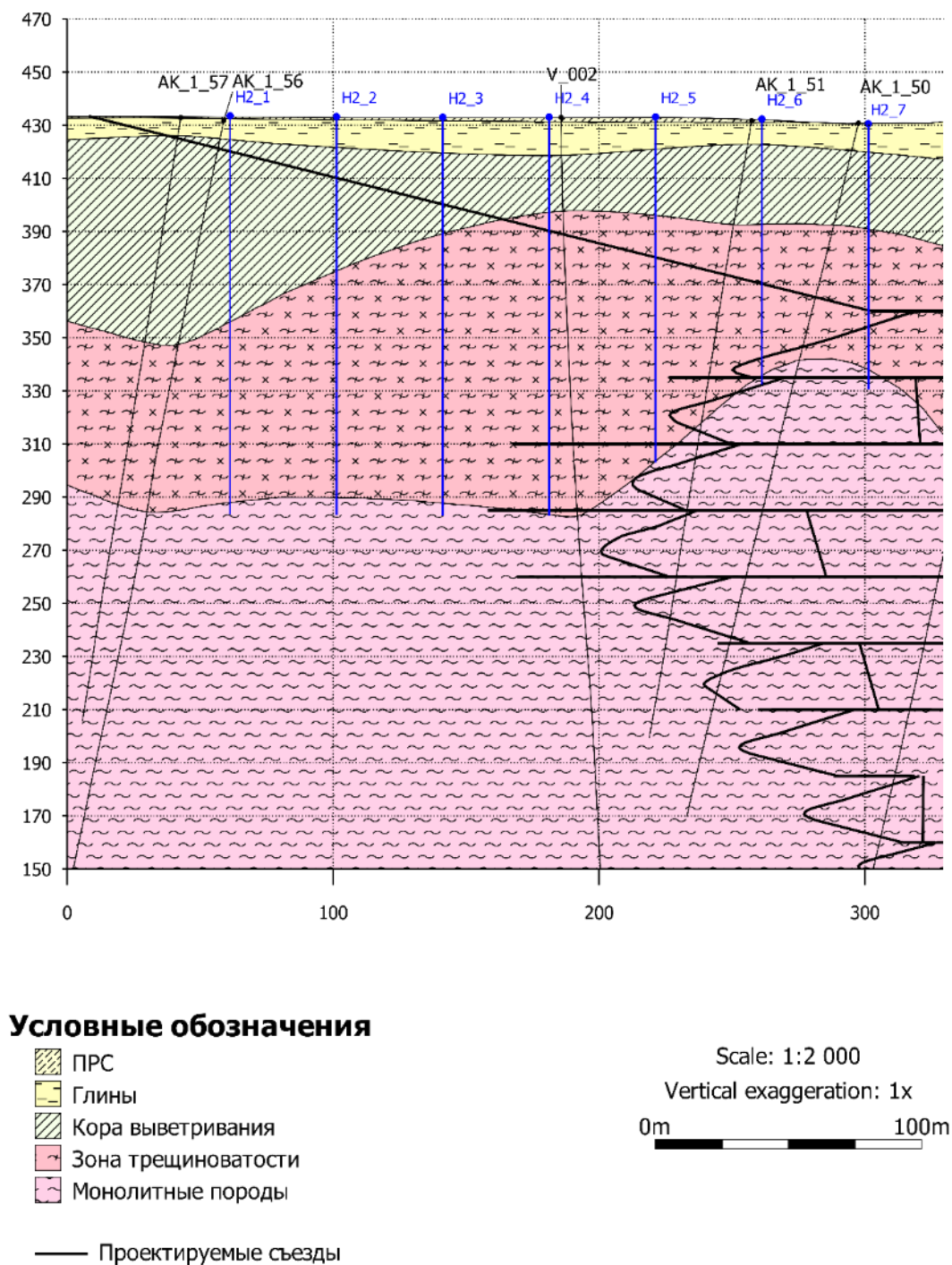


Рисунок 19.2.1 Схематичное расположение линейного ряда скважин (синим) для осушения горизонта при проходке наклонного спирального съезда¹.

¹ Разрез построен на основе инженерно-геологического отчёта и фотографий керна сооруженных скважин ET и BRD, а также с учётом разведочных скважин.

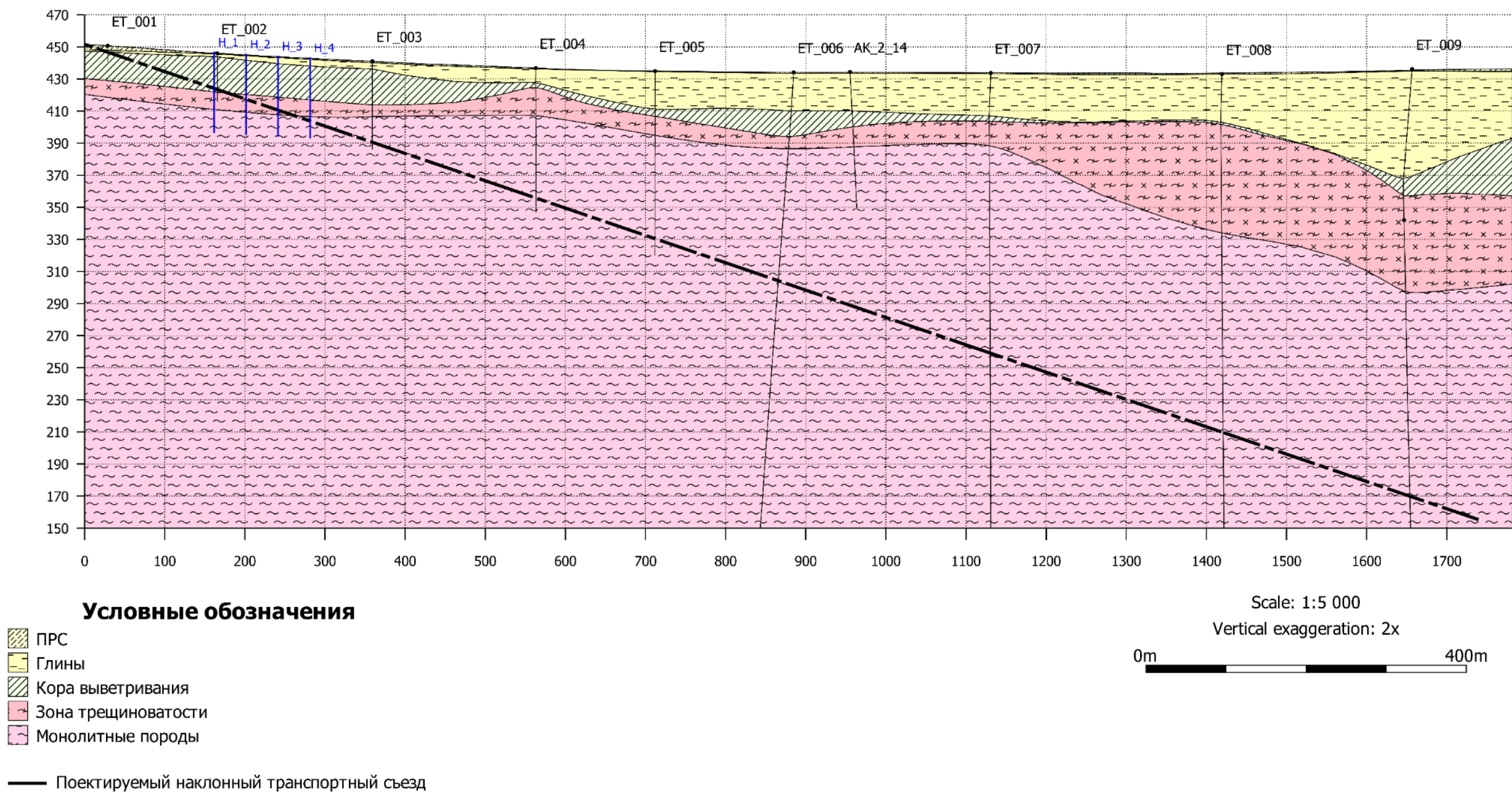


Рисунок 19.2.2 Схематичное расположение линейного ряда скважин (синим) для осушения горизонта при проходке наклонного транспортного съезда²

² Разрез построен на основе инженерно-геологического отчёта и фотографий керна сооруженных скважин ET и BRD, а также с учётом разведочных скважин.

19.3 Прогнозы притоков подземных вод в системы подземных горных выработок при разработке месторождения

Основные параметры систем разработки приняты следующими:

- высота этажа $Z_i = 50$ м при расчетной глубине до подошвы выработок 1 этажа $Z_1 = 91,6$ м;
- длина блока по простиранию – 100-200 м при общей расчетной длине выработок с 1 по 5 этажи $L \cong 900$ м;
- ширина временного МКЦ – 12-14 м;
- длина камеры по простиранию – 50-200 м;
- высота потолочины – 8-10 м;
- ширина блока равна мощности рудного тела $m_{cp} = 3,0$ м.

Как отмечалось ранее, эффективная мощность водоносной зоны трещиноватости метаморфогенных протерозойских пород по данным ГИС скважины Г-1 составляет $m = 94$ м, кровля напорной водоносной зоны вскрывается на глубине $Z = 46$ м. При этом суммарная водопроницаемость этой зоны определена по данным откачки из скважины $Km = 48,9$ м²/сут.

Как и в предыдущем случае, для оценки прогнозных притоков в систему подземных горных выработок при проведении добычных работ водоносная зона трещиноватости принимается однородной по фильтрационным параметрам. Уровень подземных вод при формировании депрессионной воронки будет сработан от действия горных выработок ниже кровли водоносной зоны, соответственно фильтрация подземных вод развивается точно также, как и в безнапорной зоне при гравитационной емкости (водоотдаче) $\mu = 0,01$. Расчетная величина коэффициента фильтрации водоносной зоны, осредненная на полную мощность зоны составляет $K = 0,52$ м/сут. Расчетная уровнепроводность водоносной зоны, с учетом представленных значений водопроницаемости и гравитационной емкости, равна $a = 4890$ м²/сут.

Как и в предыдущем случае, фактически подземные выработки являются несовершенными по степени вскрытия водоносной зоны. Несовершенство учитывается заданием вскрытой горизонтальными выработками назначенного этажа эффективной (рабочей) мощности зоны трещиноватости, т.е. в расчеты прогнозных водопритокров вводить поправки на несовершенство выработок по степени вскрытия водоносной зоны нет необходимости.

Расчетное понижение уровня подземных вод на контуре горизонтальных выработок первого отрабатываемого этажа задается, равным глубине заложения выработок этого этажа, при этом статический уровень принимается совпадающим с отметками поверхности земли. Расчетное понижение уровня на контуре горизонтальных выработок второго отрабатываемого этажа отсчитывается от сработанного действием первого этажа уровня подземных вод.

В силу того, что расчетная длина выработок с 1 по 5 этажи, равная $L \cong 900$ м, многократно превышает расчетную ширину зоны проведения горных

подготовительных и добычных работ ($B \cong 100$ м), поток подземных вод к системе выработок может рассматриваться как плоско-параллельный.

Проектные абсолютные отметки подошвы верхних 2 этажей составляют соответственно +360 и +310 м при глубине подошв этих этажей от поверхности земли $Z_1 = 91,6$ м и $Z_2 = 140,0$ м. Очевидно, что по имеющимся данным ниже второго этажа открытая трещиноватость затухает и притоки подземных вод в выработки со 2 по 12 этажи фиксироваться не будут.

Расчет двухстороннего притока подземных вод в горизонтальную дренаж на единицу ее длины при неустановившемся режиме их фильтрации выполняется по формуле (18.3.1).

Ясно, что общий прогнозный приток подземных вод в систему подземных горных выработок назначенного этажа составит

$$Q_i(t) = (L + B)q_i(t), \quad (19.3.1)$$

где все обозначения прежние.

Расчеты прогнозных притоков подземных вод в систему подземных горных выработок на месторождении «Аксоран» по формулам (19.3.1) и (18.5.1) за весь период его разработки на современный уровень гидрогеологической изученности месторождения сведены в таблицу 19.3.1.

Результаты расчетов притоков подземных вод в систему подземных горных выработок при разработке месторождения «Аксоран»

Таблица 19.3.1

Расчетное время отработки этажа t , сут	Притоки подземных вод в системы подземных горных выработок назначенных этажей					
	Первого			Второго		
	$q_1(t)$, м ³ /сут	$Q_1(t)$, м ³ /сут	$Q_1(t)$, м ³ /ч	$q_2(t)$, м ³ /сут	$Q_2(t)$, м ³ /сут	$Q_2(t)$, м ³ /ч
1	2	3	4	5	6	7
10	5,54	5541,59	230,90	6,04	6035,97	251,50
20	3,92	3918,49	163,27	4,27	4268,08	177,84
50	2,48	2478,27	103,26	2,70	2699,37	112,47
100	1,75	1752,40	73,02	1,91	1908,74	79,53
150	1,43	1430,83	59,62	1,56	1558,48	64,94
400	-	-	-	0,95	954,37	39,77
800	-	-	-	0,67	674,84	28,12
1000	-	-	-	0,60	603,60	25,15
4000	-	-	-	0,30	301,80	12,57

20 ВОДООТЛИВ

На руднике месторождения Аксоран водоотлив планируется осуществлять по следующей схеме.

Вся шахтная вода выдается на поверхность главной водоотливной установкой, расположенной на 2 горизонте. Основные водопритоки будут стекать самотеком в накопитель (водосборник 1500м³) находящийся на этом же горизонте. Водоотливная установка 2-ого (+310) горизонта оборудована тремя насосами ЦНС 300-180, выдает шахтную воду на поверхность (+430) по трубопроводу.

Внутренний диаметр индивидуального напорного трубопровода определяем по формуле:

$$d_{\text{в}} = 0,0188 \sqrt{\frac{Q}{V_{\text{эк}}}} \quad (20.1)$$

где Q - расход воды, 251,5 м³/час ;

$V_{\text{эк}}$ - экономичная скорость воды принимаем 1,9 м/сек (при скорости воды менее 1,9 м/сек увеличивается диаметр трубопровода, при скорости более 2 м/сек значительно увеличиваются местные потери напора).

Трубопровод с горизонта +310 до поверхности +430

$$d_{\text{в}} = 0,0188 \sqrt{\frac{251,5}{1,9}} = 0,216\text{м} = 216\text{мм}$$

По рекомендации ВНИИГМа [71] диаметр магистрального трубопровода $d_{\text{м}}$ для двух насосов (или групп) следует принимать с учетом величины $d_{\text{м}}$

$$d_{\text{м}} = 1,3d_{\text{в}}$$

$$d_{\text{м}} = 1,3 \cdot 216 = 288$$

Определение толщины стенки труб:

Толщина стенки напорного трубопровода определяется из условия прочности по максимальному давлению воды с учетом его срока службы и интенсивности износа внутренней и наружной поверхностей.

Расчетное давление в трубопроводе P_p (мПа) следует принимать равным максимальному давлению по характеристике насоса или 1,25 раза больше рабочего и для нижнего сечения напорного трубопровода определяем по формуле:

$$P_p = 1,25 \cdot \rho \cdot q \cdot H_{\text{н}} \cdot 10^{-6} \quad (20.2)$$

где: ρ – плотность воды в зумпфе равен 1020-1050 кг/м³ [71, стр 195]

q – ускорение свободного падения 9,81

$$P_p = 1,25 \cdot 1050 \cdot 9,81 \cdot 120 \cdot 10^{-6} = 1,55 \text{ мПа}$$

Толщина стенки трубы с учетом ее срока службы

$$\delta_1 = (\sigma_{\text{в}} + \sigma_{\text{н}}) \cdot T = (0,05 + 0,10) \cdot 15 = 2,25 \text{ мм}$$

где: $\sigma_{\text{н}}$ – скорость коррозионного износа наружной поверхности стенки трубы, мм в год

$\sigma_{\text{в}}$ – скорость коррозионного износа внутренней поверхности стенки трубы, мм в год

T – период работы, лет

Расчетная толщина стенки трубы из условия прочности

$$\delta_2 = \frac{P_{\text{р}} \cdot d_{\text{м}}}{0,8\sigma} = \frac{1,55 \cdot 280}{0,8 \cdot 350} = 1,56 \text{ мм}$$

Расчетная толщина стенки трубы

$$\delta = \frac{100(\delta_1 + \delta_2)}{k} = \frac{100(2,25 + 1,56)}{(100 - 15)} = 4,48 \text{ мм} \quad (20.3)$$

где $k = 100 - 15$ допустимое уменьшение толщины стенки труб из-за минусового допуска при производстве в %

Выбор труб.

По ГОСТу [58] выбираем ближайшую с соответствующими параметрами трубу с наружным диаметром 299 мм с толщиной стенки 8 мм.

В случае прорыва трубы во избежание затопления и для продолжения функционирования водоотлива предусматривается резервная труба с аналогичными характеристиками.

Участковая водоотливная установка 7-ого (+60) горизонта оборудована тремя насосами ЦНС 105-245, подающая воду в насосную 2-ого горизонта по трубопроводу, имеет водосборник 300м³. Трубопровод проложен по транспортному уклону до 2 горизонта и далее по горизонту до главной насосной.

Внутренний диаметр индивидуального напорного трубопровода определяем по формуле

$$d_{\text{в}} = 0,0188 \sqrt{\frac{Q}{V_{\text{эк}}}}$$

где Q – расход воды

$V_{\text{эк}}$ – экономичная скорость воды принимаем 1,9 м/сек

Трубопровод с горизонта +60 до горизонта +310

$$d_B = 0,0188 \sqrt{\frac{100}{1,9}} = 0,136 \text{ м} = 136 \text{ мм}$$

$$d_M = 1,3 d_B$$

$$d_M = 1,3 \cdot 136 = 176,8$$

Определение толщины стенки труб

$$P_p = 1,25 \cdot 1050 \cdot 9,81 \cdot 250 \cdot 10^{-6} = 3,218 \text{ мПа}$$

Толщина стенки трубы с учетом ее срока службы

$$\delta_1 = (0,05 + 0,10) \cdot 15 = 2,25 \text{ мм}$$

Расчетная толщина стенки трубы из условия прочности

$$\delta_2 = \frac{3,218 \cdot 176,8}{0,8 \cdot 350} = 2,03 \text{ мм}$$

Расчетная толщина стенки трубы

$$\delta = \frac{100(\delta_1 + \delta_2)}{k} = \frac{100(2,25 + 2,03)}{(100 - 15)} = 5,03 \text{ мм}$$

Выбор труб

По ГОСТу 8732-78 выбираем трубу с наружным диаметром 180 мм с толщиной стенки 5,5 мм.

В случае прорыва трубы во избежание затопления и для продолжения функционирования водоотлива предусматривается резервная труба с аналогичными характеристиками.

Участковая водоотливная установка 12-ого (-190) горизонта оборудована тремя насосами ЦНС 105-245, подающая воду в участковую насосную 7 горизонта по трубопроводу, имеет водосборник 300 м³. Трубопровод проложен по транспортному уклону до 7-ого горизонта и далее по горизонту до насосной.

Внутренний диаметр индивидуального напорного трубопровода определяем по формуле

$$d_B = 0,0188 \sqrt{\frac{Q}{V_{\text{ЭК}}}} \quad (20.5)$$

где Q - расход воды

$V_{\text{ЭК}}$ - экономичная скорость воды принимаем 1,9 м/сек

Трубопровод с горизонта -190 до горизонта +60

$$d_B = 0,0188 \sqrt{\frac{100}{1,9}} = 0,136\text{м} = 136\text{мм}$$

$$d_M = 1,3d_B$$

$$d_M = 1,3 \cdot 136 = 176,8\text{мм}$$

Определение толщины стенки труб

$$P_p = 1,25 \cdot 1050 \cdot 9,81 \cdot 250 \cdot 10^{-6} = 3,218 \text{ мПа}$$

Толщина стенки трубы с учетом ее срока службы

$$\delta_1 = (0,05 + 0,10) \cdot 15 = 2,25\text{мм}$$

Расчетная толщина стенки трубы из условия прочности

$$\delta_2 = \frac{3,218 \cdot 176,8}{0,8 \cdot 350} = 2,03\text{мм}$$

Расчетная толщина стенки трубы

$$\delta = \frac{100(\delta_1 + \delta_2)}{k} = \frac{100(2,25 + 2,03)}{(100 - 15)} = 5,03\text{мм}$$

Выбор труб

По ГОСТу 8732-78 выбираем трубу с наружным диаметром 180 мм с толщиной стенки 5,5 мм.

В случае прорыва трубы во избежание затопления и для продолжения функционирования водоотлива предусматривается резервная труба с аналогичными характеристиками.

Техническая характеристика существующих водоотливных установок дана в таблице 20.1

Таблица 20.1

Наименование показателей	Ед. изм.	2 горизонт	7 горизонт	12 горизонт
1	2	3	4	5
Тип водоотливной установки		главная	участковая	участковая
Подача воды		на поверхность	на 2 горизонт	на 7 горизонт
Ожидаемые водопритоки: - максимальный	м³/ч	251,5	100	100
Характеристика воды		сульфатно-гидрокарбонатная кальцево-натриевая минерализация 0,6 г/дм³	сульфатно-гидрокарбонатная кальцево-натриевая минерализация 0,6 г/дм³	сульфатно-гидрокарбонатная кальцево-натриевая минерализация 0,6 г/дм³
Геодезическая высота подъема воды	м	120	250	250
Тип насоса		ЦНС 300-180	ЦНС 105-245	ЦНС 105-245
Производительность	м³/ч	300	105	105
Напор	м	180	245	245
Частота вращения	об/мин	1475	3000	3000
Мощность	кВт	250	132	132
Напряжение	В	380/660	380	380
Кол-во насосов: - в работе - установленных	шт	1 3	1 3	1 3
Диаметр водопроводных труб	мм	299x8	180x5,5	180x5,5
Кол-во водоотливных труб	шт	две	две	две
Кол-во водосборников	шт	2	2	2
Емкость водосборников	м³	750, 750	150, 150	150, 150
Срок службы		до конца отработки	до конца отработки	до конца отработки

ПРОЕКТНАЯ СХЕМА ВОДООТЛИВА

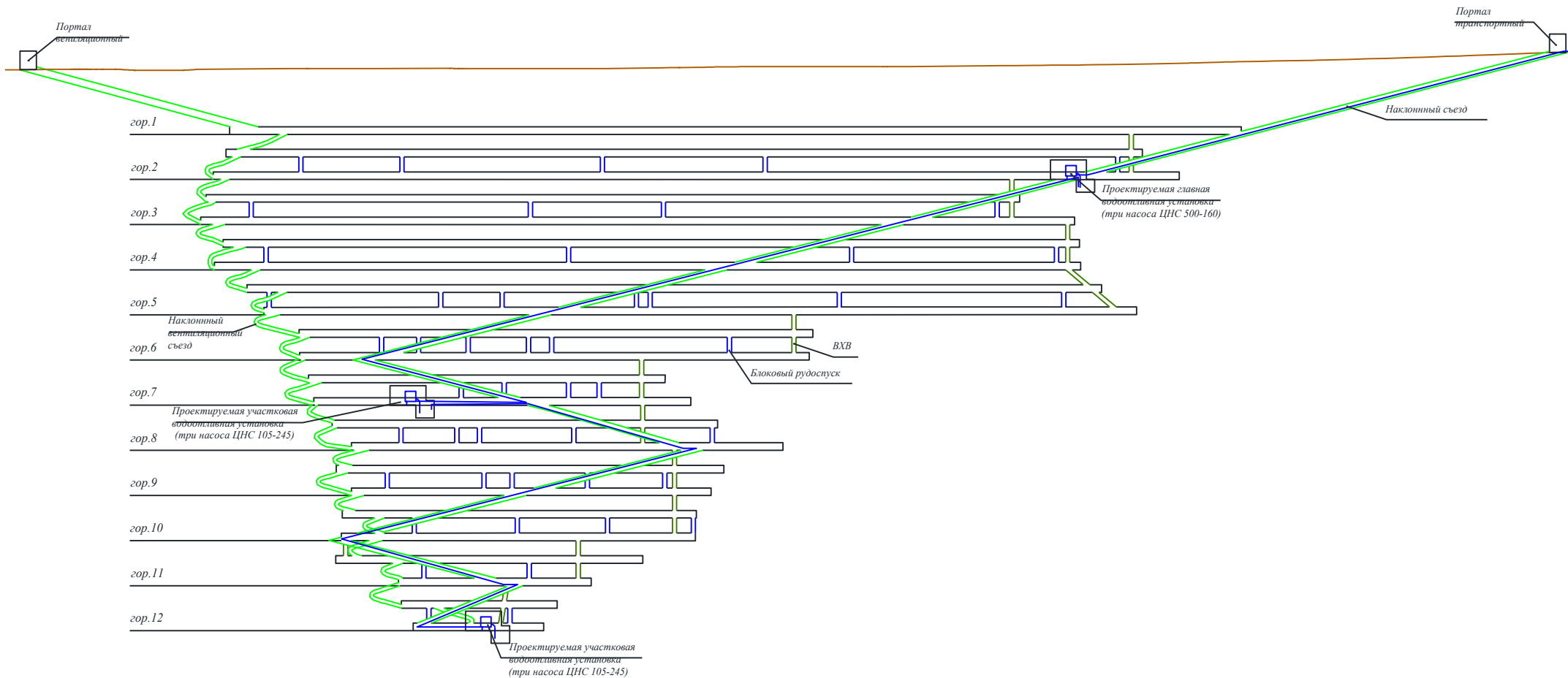


Рисунок 20.1 Схема водоотлива

21 БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ И ХОЗЯЙСТВО ВЗРЫВЧАТЫХ МАТЕРИАЛОВ

Выбор средств бурения и диаметра скважин

Выбор средств бурения и диаметра скважин произведен применительно к отработке рудных тел различной мощности и углов падения (от 40^0 до 90^0).

На проходческих и очистных работах рекомендуется применять следующее основное и вспомогательное буровое оборудование:

- самоходная бурильная установка фирмы Epiroc типа Boomer S2 для бурения шпуров и установки анкерного крепления. Диаметр шпуров 0,043м;
- буровые станки Epiroc типа Simba 1364-ITH для бурения веерных скважин в очистных забоях в горных выработках большого сечения. Диаметр скважин 0,105м.
- зарядно-доставочная машина типа «Анол-СС» или «Ульба-400МИ»;
- механизированный укладчик марки ППМ-90;
- зарядная машина типа УЗП.

Схема инициирования зарядов на основе гранулита А6 – неэлектрическая с применением комплектов СИНВ (ФГУП «НМЗ «Искра», г. Новосибирск, Российская Федерация) или EXEL (АО «Орика-Казахстан», г. Усть-Каменогорск). Дополнительно СИНВ и EXEL комплектуются электрической системой инициирования с электрическим детонатором мгновенного действия и детонационным шнуром.

С учетом горно-геологических и горнотехнических факторов месторождения рекомендуется применение в сухих забоях гранулированный гранулит А6, заряжаемый механизированным способом, а в обводненных скважинах патронированный гранулит А6.

В качестве патрона боевика рекомендуется применять для скважинного заряда диаметром $d_{зар} = 105$ мм двойной патрон аммонита 6ЖВ диаметром 32 мм.

Для механизированной доставки ВВ рекомендуется многофункциональная подземная машина КАМА ЕUKB-6BRU18 (Battery).

При очистных работах будут применяться переносное оборудование типа ПП-63 и ПТ-48 диаметром 43 мм.

Перечень используемого оборудования для бурения взрывных скважин и шпуров.

Таблица 21.1

Наименование	Количество на весь срок отработки месторождения (с учетом замены)
Epiroc типа Boomer S2	4
Epiroc типа Simba 1364-ITH	4
Переносные перфораторы ПП-63	6
Телескопные перфораторы ПТ-48	12
Проходческий полук типа КПВ-4А или КПН-4А	2

Назначение	Наименование оборудования	Марка	Кол-во, шт.
Заряжание шпуров	Зарядная машина	УЗП	12
Заряжание скважин	Зарядно-доставочная машина	«Анол-СС, «Ульба-400МИ»	9

Расчет СБУ приведен в Приложении П2.

Для дробления негабаритных кусков руды применяется стрела-манипулятор Еріос типа RK 3042-С с гидромолотом SB 452.



Рисунок 21.1 Стрела-манипулятор Еріос типа RK 3042-С с гидромолотом SB 452.

Стрелы-манипуляторы среднегабаритной серии способны выдержать жесткие рабочие циклы и могут использоваться в сложных условиях, например, в подземных системах грохочения на рудоспусках. Стрела-манипулятор среднегабаритной серии Еріос, имеющая треугольную конструкцию, одновременно легкая и производительная. Округлая форма основания стрелы равномерно распределяет нагрузку и занимает мало места.

Технические характеристики стрелы-манипулятора

Таблица 21.3

Технические данные	Стрела-манипулятор
	RK 3042-C
Вес, кг	2250
Вертикальный вылет, м	5,7
Номинальный горизонтальный вылет (H), м	4,4
Номинальный вертикальный вылет (V), м	4,2
Поворот, градусы	140
Основание, м	0,955×0,84
Рекомендуемые типы гидромолотов	SB452
Рекомендуемые силовые агрегаты (маслостанции)	HA-30 R



Рисунок 21.2 Гидромолот SB 452

Гидравлический молот Epiroc SB 452 обеспечивает отличный обзор для оператора, а его компактный и сверхнадежный корпус удобно использовать для прокладки траншей и разрушения.

Технические характеристики гидромолота

Таблица 21.4

Технические данные	Гидромолот
	SB452
Вес, кг	440
Частота ударов, уд/мин	550-1250
Рабочее давление, бар (psi)	100-150
Диаметр рабочего инструмента, мм	95
Допустимый расход масла, л/мин	55-100

Горизонтальные и вертикальные горные выработки проходят по паспортам буровзрывных работ и применением скважин диаметром 0,043м.

Расчет параметров буровзрывных работ приведены в Приложении П1.

21.1 Хозяйство ВМ

На начальном этапе горнопроходческих работ планируется снабжение ВМ из передвижного склада ВВ.

На этапе строительства горно-капитальных выработок и разработки рудных тел предусматривается строительство подземного склада ВВ, который будет снабжаться ВМ по договору специализированной организацией. Многофункциональной подземной машиной взрывчатый материал будет доставляться до раздаточных камер, а из раздаточных камер взрывчатый материал будет доставляться до мест.

Взрывные работы должны осуществляться с соблюдением требований "Правил обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих взрывные работы" [11].

Взрывание скважинных зарядов должно выполняться в соответствии с проектом на производство взрыва для конкретных забоев блока и панели.

Взрывание шпуров в горнопроходческих и очистных забоях должно выполняться в соответствии с паспортами БВР и производится в конце смены с проветриванием забоев в межсменный перерыв.

Хранение взрывчатых материалов и пути доставки ВМ определяется "Паспортом предприятия, ведущего взрывные работы" и "Технологического регламента о порядке хранения, транспортирования, использования и учета взрывчатых материалов".

Тип ВВ: - для пневмозаряжания сухих скважин и шпуров - Гранулит АС-8; - для заряжания обводненных скважин и шпуров Аммонит 6-ЖВ в полиэтиленовой оболочке. В качестве боевика используется аммонит 6 ЖВ, средства инициирования неэлектрические средства инициирования (НЭСИ) типа «ИСКРА-Ш».

Подземный расходный склад

Подземный расходный склад ВМ камерного типа емкостью 24 тонны расположен на 1-м горизонте.

Проектное расположение камер и выработок следующее:

- в основной выработке расположены 6 камер для хранения взрывчатых веществ емкостью 4000 кг каждая, камеры для хранения патронированных взрывчатых веществ, камеры для хранения средств инициирования, камеры для проверки электродетонаторов и изготовления зажигательных трубок, камеры выдачи взрывчатых материалов;

- в подводящих выработках расположены камеры для электрораспределительных устройств, для хранения противопожарных средств;

- выбор типа крепи производить в зависимости от категории устойчивости пород;

- для локализации действия ударной волны при взрыве взрывчатых веществ в одной из камер, на заезде 1 к основной выработке склада

взрывчатых материалов со стороны главного квершлага, предусмотрено устройство защитной перемычки со стальной дверью;

- расстояние между камерами принято согласно расчету безопасных расстояний по передаче детонации.

Техника безопасности и противопожарные мероприятия на подземном расходном складе взрывчатых материалов

Для поддержания выработок раздаточной камеры в безопасном состоянии необходимы:

- систематический ежедневный осмотр и контроль за состоянием их стенок и кровли;

- своевременное перекрепление, либо крепление в соответствии с паспортами крепления.

Расходный склад взрывчатых материалов должен быть закреплен несгораемой крепью и иметь стационарное освещение.

Взрывчатые материалы, доставляемые в раздаточную камеру, подлежат незамедлительному размещению в отделениях для хранения на стеллажах или настилах и в других установленных местах в соответствии с группами совместимости.

В зависимости от свойств взрывчатых веществ и качества упаковки ящики на стеллажах ставятся в один или два ряда по высоте. По ширине полки ящики размещаются не более чем в два ряда. Во всех случаях высота полок, стеллажей не должны превышать 2 метра (п.503, ТПБ). Контейнеры, шкафы и сейфы из металла заземляются с переходным сопротивлением не более 2 Ом.

В соответствии с п.502 ТПБ при взрывных работах предусмотрено расположение стеллажей и штабелей не ближе 20см от стен хранилища и не менее 10см от пола. Зазор на стеллажах между ящиками и верхней полкой не менее 4см.

Отделение для хранения гранулированного взрывчатого вещества необходимо еженедельно очищать от остатков взрывчатых веществ. Уничтожение тары из-под взрывчатого вещества производится в соответствии с п.122 ТПБ при взрывных работах. Ящики, коробки, мешки, бумага из под ВВ и средств инициирования, в том числе и со следами экссудата, сжигаются отдельно от них

При прекращении работ на срок более 6 месяцев, связанных с применением взрывчатых веществ, оставшиеся на складе взрывчатые материалы должны быть вывезены на другой склад.

Доставка взрывчатых материалов по территории камеры до стеллажей осуществляется вручную доставщиками.

Для предупреждения и тушения пожаров на свежей струе у входа в склад взрывчатых материалов установлен щит для хранения противопожарных средств и ящик с песком. Средства пожаротушения располагаются в соответствии с требованиями таблицы 14 ТПБ при ведении работ подземным способом (Астана, 2008г):

- огнетушители -10шт;
- песок – 0,5 м³;
- лопаты – 4 шт;
- установка автоматического пожаротушения МПП (модуль порошкового пожаротушения), располагается внутри камеры.

В подводящей выработке склада устанавливаются противопожарные двери.

Стенки и кровлю камеры побелить известковым раствором.

Со стороны поступающей струи воздуха у раздаточной камеры устанавливается телефон и оснащается пункт хранения средств противопожарной защиты.

В камере устанавливается стол, должна вестись книга формы 2-у для учета прихода и расхода взрывчатых материалов, пронумерованная, прошнурованная и скрепленная печатью.

Параметры выработок подземного расходного склада взрывчатых материалов приведены на чертежах ПГР-37/2-ИКГр-ГМП-Э (листы 4,5).

Вентиляция подземного расходного склада

Проветривание расходного склада взрывчатых материалов осуществляется за счет общешахтной депрессии.

Требуемое количество свежего воздуха на территорию подземного расходного склада взрывчатых материалов поступает с квершлага от Наклонного спирального горизонта 1-го горизонта.

Отработанный рудничный воздух выдается через Наклонный транспортный съезд на поверхность.

Электротехническая часть

Согласно требованиям промышленной безопасности при взрывных работах проектируемое электрооборудование должно отвечать требованиям правил устройства электроустановок для помещений В-Па.

Согласно ПУЭ:

а) во взрывоопасных зонах классов В-П и В-Па рекомендуется применять электрооборудование, предназначенное для взрывоопасных зон со смесями горючих пылей или волокон с воздухом;

б) во взрывоопасных зонах классов В-Па установка разделительных уплотнений не требуется.

Электроснабжение склада взрывчатых материалов от электрической сети 1-го горизонта.

Все работы по монтажу силовой, осветительной сетей и заземления выполнить в соответствии с требованиями ПОПБ РК.

Подводящие выработки, вспомогательные камеры освещаются светильниками, подвешенными к кровле выработки, а камеры (ячейки) для хранения взрывчатых материалов – косым светом из подводящей выработки через фрамугу, расположенную над дверью.

Освещение выполняется светильниками типа ВЗГ взрывозащищённого исполнения с энергосберегающими лампами мощностью 35Вт.

Осветительная арматура и освещенность выбраны в соответствии с назначением помещения и характера производимых работ.

Осветительная сеть для помещения в складе выполняется бронированным кабелем типа ВВБГЮ который прокладывается на тросе. Расстояние между точками подвески кабеля не более 3м.

Для заземления светильников используется четвертая жила и броня кабеля.

Для безопасного обслуживания электрооборудования все металлические нетоковедущие части подлежат заземлению. К общему заземлению должно быть подключено все электрооборудование.

Телефонная связь

На стене возле входа и в расходном складе монтируются шахтные телефонные аппараты ТАШ-1319.

Распределительная телефонная сеть выполняется шахтным кабелем ТАШС 1х4х0,8.

Абонентская телефонная сеть выполняется кабелем ТАШС 1х2х0,8.

Металлический корпус соединительного ящика и шахтных телефонных аппаратов подлежат заземлению. Заземление выполняется круглой сталью диаметром 10мм и присоединяется к общешахтному контуру заземления.

Автономное пожаротушение

Проектом предусматривается автономное пожаротушение в складе взрывчатых материалов.

Монтаж, проверка технического состояния и эксплуатация оборудования выполняется в соответствии с Руководством эксплуатации на данное оборудование.

В состав установки автономного пожаротушения входят:

- модули порошкового пожаротушения «Тунгус» типа «МПП(Н-РП)-6-И-ГЭ-У2», выполняющие функции хранения и подачи огнетушащего вещества (порошкам);

- устройства сигнально-пусковые «УСП-101-72-Э», выполняющие функции обнаружения очагов пожара и обеспечивающие автономный запуск установок пожаротушения;

- устройства ручного пуска «УСП-101-Р», обеспечивающие ручной запуск установок пожаротушения.

Устройства «УСП-101-72-Э» работают без дополнительных источников электропитания, совмещая в себе детектор температуры и генератор тока. Принцип действия – механико-электрический. При повышении температуры окружающей среды выше 72 градусов, плюс минус 3 градуса Цельсия, запускается пружинный механизм, связанный с электрическим генератором и

вырабатывается электрический ток. Данный электрический импульс поступает в цепь запуска модуля, который выпускает в помещение огнетушащий порошок.

Если возгорание произошло в присутствии персонала, то есть возможность произвести запуск автономной установки пожаротушения с помощью устройства сигнально-пускового для ручного пуска «УСП-101-Р», не дожидаясь срабатывания автоматики.

Для оповещения людей о возникновении пожара и срабатывания модуля порошкового пожаротушения предусматривается установка звукового оповещателя «ВС-07е» и световых оповещателей «Порошок-уйди», «Порошок-не входи» во взрывозащищенном исполнении (1ExdIICT6).

Для контроля срабатывания пусковых устройств установки порошкового пожаротушения и передачи сигнала на включение оповещения о пожаре применяются магнитоуправляемые релейные блоки «КР1», «КР2», подключаемые в шлейф пусковых устройств, при срабатывании которых переключаются его контакты. Ввиду необходимости дополнительного питания для оповещателей проектом предусматривается установка блока питания постоянного тока «PSU 200-3» ($U_{вх} \approx 380В$; $U_{вых} = 24В$).

Устройства ручного пуска «УСП-101-72-Э», автоматический выключатель, блок питания, релейные блоки монтируются в ящике «Я1» с применением блокирующих устройств (бирки безопасности электрика), которое устанавливается на стене на высоте 1,5 м от уровня пола до низа ящика.

Соединительные пусковые линии пожаротушения выполняются кабелем КВВБГ 4х1,5.

Сеть электропитания выполняется кабелем ВВБГ 4х2,5.

Сеть оповещения о пожаре выполняется кабелем КВВБГ 4х1,5.

22 ПОТРЕБНОСТЬ В ТРУДОВЫХ РЕСУРСАХ, РЕЖИМ РАБОТЫ И ОТДЫХ РАБОТНИКОВ

Численность трудящихся горного производства определена по нормативам технологического проектирования, исходя из принятой мощности и режима работы предприятия.

Расчет численности трудящихся произведен по явочной численности при принятом режиме работы.

К расчету принят 2-х сменный режим работы предприятия; продолжительность смен по 11 часов на подземных работах с часовым межсменным перерывом.

Режим работы предприятия по объектам производства принят - 365 рабочих дней в году.

Режим работы подразделений вспомогательного производства обеспечивает непрерывный процесс производства основных подразделений предприятия.

Учет рабочего времени устанавливается в соответствии с трудовым законодательством Республики Казахстан [12].

Численность трудящихся по специальностям горного производства

Таблица 22.1

Профессия	Категория	Списочная численность по сменам			Списочный состав двух вахт
		I	II	итого	
1.Управление рудника:					
Директор рудника	ИТР			1	1
Офис-менеджер (делопроизводитель)	служащий			1	1
Главный инженер рудника	ИТР			1	1
Главный бухгалтер	ИТР			1	1
Начальник юр.службы	ИТР			1	1
Главный механик	ИТР			1	1
Главный энергетик	ИТР			1	1
Главный геолог	ИТР			1	1
Главный маркшейдер	ИТР			1	1
Начальник геотехнической службы	ИТР			1	1
Водитель легкового автотранспорта	Рабочий			2	2
Начальник ПКО	ИТР			1	1
Начальник отдела кадров	ИТР			1	1
ИТОГО, в т.ч.:				14	14
ИТР				11	11
Рабочий				2	2
Служащий				1	1
2. Управление вахты:					
Начальник вахты	ИТР	1		1	2

Профессия	Категория	Списочная численность по сменам			Списочный состав двух вахт
		I	II	итого	
Технический руководитель вахты	ИТР	1		1	2
ИТОГО		2		2	4
Геологический отдел					
Участковый геолог	ИТР	2		2	4
Геолог на участок эксплоразведки	ИТР	1		1	2
Бурильщик колонкового бурения	Рабочий	1	1	2	4
Горнорабочий на участок эксплоразведки	Рабочий	2	2	4	8
ИТОГО		6	3	9	18
ИТР		3		3	6
Рабочий		3	3	6	12
Проектно-конструкторский отдел					
Инженер-конструктор	ИТР	2		2	4
Маркшейдерский отдел					
Участковый маркшейдер	ИТР	2		2	4
Горнорабочий на маркшейдерской работе	Рабочий	2		2	4
ИТОГО		4		4	8
	ИТР	2		2	4
	Рабочий	2		2	4
Геомехническая служба					
Ведущий инженер геотехник	ИТР	1		1	2
Инженер геотехник	ИТР	1		1	2
ИТОГО		2		2	4
ИТР		2		2	4
Производственно-технический отдел					
Начальник производственно-технического отдела (ПТО)	ИТР			1	2
Инженер ПТО по горным работам	ИТР	1		1	2
Инженер ПТО по БВР	ИТР	1		1	2
Диспетчер	ИТР	2	2	4	8
ИТОГО				7	14
Энерго-механическое ремонтное подразделение					
Инженер-механик	ИТР	1		1	2
Инженер-энергетик	ИТР	1		1	2
Инженер по связи	ИТР	1		1	2
Инженер по эксплуатации	ИТР	1		1	2
Служба сетей и подстанций	Рабочий	2	1	3	6
Служба КИП и А	Рабочий	2	1	3	6

Профессия	Категория	Списочная численность по сменам			Списочный состав двух вахт
		I	II	итого	
Слесарь по ремонту и обслуживанию вспомогательных установок (водоотлив, вентиляция, сжатый воздух, транспортерные ленты)	Рабочий	2	2	4	8
Слесарь по ремонту горного оборудования	Рабочий	2	2	4	8
Дежурный электрослесарь	Рабочий	1	1	2	4
Дежурный газосварщик	Рабочий	1	1	2	4
ИТОГО		14		22	44
ИТР		4		4	8
Рабочий		10	8	18	36
Пылевентиляционная служба					
Начальник ПВС	ИТР	1		1	2
Горный мастер ПВС	ИТР	1		1	2
Горнорабочий	Рабочий	2		2	4
Ламповщик	Рабочий	2	2	4	8
ИТОГО		6		8	16
ИТР		2		2	4
Рабочие		4	2	6	12
Служба охраны труда, техники безопасности и экологии					
Главный технический руководитель по охране труда, технике безопасности и экологии	ИТР			1	2
Инженер по ТБ	ИТР	1		1	2
Инженер-эколог	ИТР	1		1	2
ИТОГО		2		3	6
Планово-экономический отдел					
Начальник экономического отдела	ИТР			1	1
Экономист	ИТР			1	1
ИТОГО				2	2
Отдел труда и заработной платы					
Начальник отдела ОТиЗП	ИТР			1	1
Инженер-нормировщик	ИТР			2	2
ИТОГО				3	3
Бухгалтерия					
Зам.главного бухгалтера	ИТР			1	1
Бухгалтер	ИТР			2	2
ИТОГО				3	3
Служба снабжения					
Начальник службы	ИТР			1	1
Инженер по снабжению	ИТР			3	3

Профессия	Категория	Списочная численность по сменам			Списочный состав двух вахт
		I	II	итого	
Завсклад	ИТР			1	2
Грузчик	Рабочий	2		2	4
ИТОГО, в т.ч.:		2		7	10
ИТР				5	6
Рабочие		2		2	4
3. Участок взрывных работ					
Начальник участка	ИТР	1		1	2
Горный мастер БВР	ИТР	1	1	2	4
Взрывники	Рабочий	6	6	12	24
Завсклад - раздатчик ВМ	Рабочий	1	1	2	4
Раздатчик ВМ	Рабочий	1	1	2	4
Машинист зарядно-доставочной машины	Рабочий	2	2	4	8
ИТОГО, в т.ч.:		12	11	23	46
ИТР		2	1	3	6
Рабочие		10	10	20	40
4. Участок подземных горных работ:					
Начальник участка	ИТР	1		1	2
Зам начальника участка	ИТР	1		1	2
Горный мастер	ИТР	1	1	2	4
Механик-энергетик	ИТР	1	1	2	4
ГРОЗ-проходчик (машинист ПДМ, КПВ и буровой установки)	Рабочий	9	9	18	36
Проходчик (машинист ПДМ, КПВ и буровой установки)	Рабочий	9	9	18	36
Горнорабочий	Рабочий	2	2	4	8
Оператор на вибропитатели конвейеров	Рабочий	3	3	6	12
Подземный крепильщик (оператор торкрет машины)	Рабочий	2	2	4	8
Оператор компрессорной и зарядной установки	Рабочий	3	3	6	12
Оператор конвейерной установки	Рабочий	1	1	2	4
Всего, в т.ч.:		33	31	64	128
ИТР		4	2	6	12
Рабочие		29	29	58	116
5. Автотранспортный цех					
Начальник цеха	ИТР	1		1	2
Механик	ИТР	1	1	2	4

Профессия	Категория	Списочная численность по сменам			Списочный состав двух вахт
		I	II	итого	
Водители автосамосвалов IV разряд	Рабочий	1	1	2	4
Машинист грейдера IV разряд	Рабочий	1		1	2
Бульдозерист IV разряд	Рабочий	1	1	2	4
Водитель автобуса	Рабочий	1	1	2	4
Водитель по перевозке груза	Рабочий	1	1	2	4
Водитель автокрана	Рабочий	1		1	2
Водитель техпомощи	Рабочий	1		1	2
Автослесарь IV разряд	Рабочий	3	3	6	12
Водитель скорой помощи	Рабочий	1	1	2	4
ИТОГО, в т.ч.:		13	9	22	44
ИТР		2	1	3	6
Рабочие		11	8	19	38
6. Вспомогательная служба					
Начальник участка	ИТР	1		1	2
Оператор ГСМ	Рабочий	1		1	2
Охранник объектов	Рабочий	2	2	4	8
Работник АБК	Рабочий	10	3	13	26
Слесарь сантехник IV разряд	Рабочий	1	1	2	4
Участковый фельдшер	Служащий	1	1	2	4
ИТОГО, в т.ч.:		16	7	23	46
ИТР		1	0	1	2
Рабочие		14	6	20	40
Служащие		1	1	2	4
7. Химическая лаборатория					
Заведующий лабораторией	ИТР	1		1	2
Старший лаборант	ИТР	1		1	2
Лаборант	ИТР	1	1	2	4
Пробоотборщик	рабочий	1	1	2	4
ИТОГО, в т.ч.:		4	2	6	12
ИТР		3	1	4	8
Рабочие		1	1	2	4
ВСЕГО				226	426
В том числе:	ИТР			68	113ч
	Рабочий			155	308
	Служащий			3	5

23 ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ ПОДЗЕМНОГО РУДНИКА

Электроснабжение подземной части рудника планируется по кабельным линиям, прокладываемых в траншеях по проектируемым выработкам от распределительного устройства 6 кВ.

Для распределения электроэнергии по горизонтам на 1 горизонте планируется сооружение подземного распределительного пункта (ПРП) 6 кВ типа КРУВ - 6 (по отдельному проекту на строительство). Подведение электроэнергии к ПРП на 1 горизонт планируется кабельной линией 6 кВ по «Транспортному съезду 1-Поверхность» 2 кабельными линиями марки КШВЭБШв 3х240³ (по отдельному проекту на строительство).

Таблица 23.1. Рекомендуемые технические характеристики КРУВ – 6.

Напряжение, кВ	6
Рабочий ток:	
- Сборный вариант шин, А	630 – 1250
- Вводные, секционные ячейки, А	100 – 1250
- Шкафы, А	20 – 1250
Максимально допустимое напряжение, кВ	7.2
Частота, Гц	50
Ток электродинамической стойкости, кА	31 – 50
Ток термической стойкости, кА	12.5 – 31.5
Уровень защиты оболочки	IP54
Вес шкафа КРУ, кг	1150

Для обеспечения электрической энергией оборудования, для освещения рабочих участков, камер на горизонтах планируется установка участковых трансформаторных подстанций (УТП) (по отдельному проекту на строительство) двух типов: промежуточная ТП с ячейкой КРУ 6 кВ (лист комплекта чертежей ЭС) и тупиковая (лист комплекта чертежей ЭС). По мере обработки горизонта УТП перевозится на следующий. участок.

Характеристика потребителей электроэнергии

К основным подземным потребителям относятся насосы главной и участковых водоотливных установок, электрооборудование очистных и горнопроходческих работ, освещение.

К потребителям первой категории относятся вентиляторные установки, объекты водоотлива, освещение. Электрооборудование очистных и горнопроходческих работ относится ко второй категории, кроме объектов вспомогательного назначения, относящихся к третьей категории.

Типовая рекомендуемая схема электроснабжения приведена на листе 1 комплекта чертежей ЭС.

³ Указанные тип кабельной линии, сечение и марка носят рекомендательный характер и уточняются в отдельном проекте на строительство

Определение электрических нагрузок на максимальное развитие рудника

Расчет электрических нагрузок выполнен по методу коэффициента использования согласно «Указаниям по расчету электрических нагрузок».

Установленная мощность электроприемников на период максимального потребления ЭЭ составляет 4558.2 кВт, расчетная мощность составляет 4154.35 кВт. Расчет приведен в таблице 21.2.

Расчет электрических нагрузок на максимальный период потребления

Таблица 23.2

Наименование групп электроприемников	Число э/п	Установленная мощность, Р _н , кВт		К _н	cosφ	tgφ	Средняя мощность группы э/п		К _м	Расчетная нагрузка			Годовой расход электроэнергии, тыс. кВт·ч
		одного э/п	группы э/п				Р _{см} , кВт	Q _{см} , квар		Р _р , кВт	Q _р , квар	S _р , кВА	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
Вентилятор главного проветривания													
Вентилятор ВО - 24/14 РД	1	1000.00	1000.00	1.00	0.85	0.62	1000.00	620.00		1000.00	620.00	1176.61	8030.00
Водоотливная установка 12 горизонт													
ЦНС 105-245	1	132.00	132.00	0.70	0.85	0.62	92.40	57.29					
Вентилятор ВМЭ-4	1	4.00	4.00	0.65	0.80	0.75	2.60	1.95					
Итого	2	4.00	132.00	136.00	0.70	0.86	95.00	59.24	1.14	108.30	65.16	126.39	869.65
Водоотливная установка 7 горизонт													
ЦНС 105-245	1	132.00	132.00	0.70	0.85	0.62	92.40	57.29					
Вентилятор ВМЭ-4	1	4.00	4.00	0.65	0.80	0.75	2.60	1.95					
Итого	2	4.00	132.00	136.00	0.70	0.86	95.00	59.24	1.14	108.30	65.16	126.39	869.65
Водоотливная установка 2 горизонт													
ЦНС 300-180	1	250.00	250.00	0.90	0.85	0.62	225.00	139.50					
Вентилятор ВМЭ-4	1	4.00	4.00	0.65	0.80	0.75	2.60	1.95					
Итого	2	4.00	250.00	254.00	0.90	0.83	227.60	141.45	1.00	227.60	155.60	275.70	1827.63
Ленточный конвейер													
Конвейер 0.4 км	1	100.00	100.00	1.00	0.75	0.88	100.00	88.00					
Конвейер 0.22 км	8	50.00	400.00	1.00	0.75	0.88	400.00	352.00					
Конвейер 0.22 км	3	50.00	150.00	0.70	0.75	0.88	105.00	92.40					
Итого	12	50.00	100.00	650.00	0.93	0.76	605.00	532.40	1.03	623.15	532.40	819.61	5003.89
Проходческие работы													
Буровая Epiroc Boomer S2	2	118.00	236.00	0.75	0.70	1.02	177.00	180.54					
З/у для ПДМ WJD-3B	1	300.00	300.00	1.00	0.85	0.62	300.00	186.00					
Вентилятор ВМЭ-8	2	45.00	90.00	0.70	0.80	0.75	63.00	47.25					
Компрессор ДЭН 132	3	132.00	396.00	0.70	0.80	0.75	277.20	207.90					
Вибропитатель ПВБ 1.4/2.5	2	4.40	8.80	0.70	0.89	0.51	6.16	3.14					
Торкрет установка СО50ПБМ	1	7.80	7.80	0.60	0.70	1.02	4.68	4.77					
Итого	11	4.40	300.00	1038.60	0.80	0.79	828.04	629.60	1.09	902.56	692.56	1137.66	7247.59
Рабочий горизонт													
Буровая Epiroc Boomer S2	1	118.00	118.00	0.75	0.70	1.02	88.50	90.27					
Буровая Epiroc Simba 1364-ITH	3	70.00	210.00	0.75	0.70	1.02	157.50	160.65					
Буровая Atlas Copco Diamac 232	1	15.00	15.00	0.90	0.70	1.02	13.50	13.77					
З/у для ПДМ WJD-3B	2	300.00	600.00	1.00	0.85	0.62	600.00	372.00					
Вентилятор ВМЭ-8	2	45.00	90.00	0.70	0.80	0.75	63.00	47.25					
Вибропитатель ПВБ 1.4/2.5	4	4.40	17.60	0.90	0.89	0.51	15.84	8.08					
Компрессор ДЭН 132	2	132.00	264.00	0.70	0.80	0.75	184.80	138.60					
Итого	15	4.40	300.00	1314.60	0.85	0.78	1123.14	830.62	1.03	1156.83	913.68	1474.14	9289.38

Наименование групп электроприемников	Число э/п	Установленная мощность, Р _н , кВт		K _н	cosφ	tgφ	Средняя мощность группы э/п		K _м	Расчетная нагрузка			Годовой расход электроэнергии, тыс. кВт·ч
		одного э/п	группы э/п				P _{см} , кВт	Q _{см} , квар		P _р , кВт	Q _р , квар	S _р , кВА	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
Склад ВВ													
Вентилятор ВМЭ-4	1	4.00	4.00	0.65	0.80	0.75	2.60	1.95		2.60	1.95	3.25	20.88
Освещение													
Освещение шахты	1	25.00	25.00	1.00	0.98	0.20	25.00	5.00		25.00	5.00	25.50	200.75
Итого	47				0.8					4154.35	3051.52	5165.24	33,359.41

Силовое электрооборудование

В качестве пусковой аппаратуры применяются блоки и станции управления, магнитные пускатели. В подземных выработках для перераспределения электроэнергии используются рудничные фидерные выключатели типа ВРН и частично силовые пункты общепромышленного исполнения. В качестве пусковой аппаратуры применяются рудничные пускатели типа ПРН, для реверсивных двигателей и двигателей малой мощности, устанавливаемых в камерах и околоствольных дворах, магнитные пускатели общепромышленного исполнения.

Электроснабжение подземных горных выработок

Для электроснабжения основного технологического и вспомогательного оборудования, освещения рабочих участков и подземных камер планируется установка двух участковых трансформаторных подстанций (УТП) на каждом горизонте шахтного передвижного типа КТПВ – 1250/6/0.4 с кабельным высоковольтным вводом и кабельными выводами низкого напряжения (по отдельному проекту на строительство). Подведение электроэнергии к КТПВ рекомендуется выполнять кабелями марки КГЭН. Рекомендуемое сечение указано на листах 2-13 чертежей комплекта ЭС⁴. По мере отработки каждого участка КТПВ перемещается на следующий. КТП, предназначенные для обеспечения электроэнергией водоотливных установок, остаются в установленном месте до конца отработки месторождения.

Для подведения к потребителю электроэнергии 0.4 кВ на каждом горизонте по отдельному проекту на строительство должны быть предусмотрены распределительные пункты для их подключения.

Для распределения электроэнергии по шахте планируется:

- сооружение кабельных линий 6 кВ марок КШВЭБШв и КГЭН для подведения электроэнергии к ПРП и для распределения электроэнергии по горизонтам от ПРП (по отдельному проекту на строительство);

- сооружение кабельных линий низкого напряжения (0.66, 0.4 кВ) марок КГЭН для обеспечения электроэнергией стационарного оборудования и механизмов; кабеля марок ГРШС или ГРШСН для энергоснабжения передвижного оборудования (по отдельному проекту на строительство).

Освещение горизонтальных, вертикальных и наклонных подземных выработок, камер принимается рудничными светильниками нормального исполнения (РН), повышенной надежности (РП) или во взрывобезопасном исполнении (РВ) с люминесцентными лампами (по отдельному проекту на строительство).

Очистные забои освещаются переносными светильниками напряжением до 36 В, для осмотра кровли при высоте камер более 4 метров и освещения камеры применяется прожекторное освещение напряжением не выше 127 В,

⁴ Сечение, тип и путь прокладки кабельных линий 6 кВ, указанные на чертежах комплекта ЭС, приведены на момент отработки каждого горизонта, носят рекомендательный характер и уточняются локальными проектами на строительство при сооружении каждого горизонта.

для стационарного люминесцентного освещения допускается линейное напряжение 220 В.

Минимальные нормы освещенности согласно приложению 34 к Правилам обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы приведены в таблице 23.3.

Таблица 23.3 Минимальные нормы освещенности для выработок, подлежащих освещению лампами, питаемыми от электрической сети.

Место работы	Плоскость, в которой нормируется освещенность	Минимальная освещенность, люкс
Забои подготовительных выработок и скреперная дорожка очистных выработок	Горизонтальная на почве	15
	Вертикальная на забое	10
Основные откаточные выработки	Горизонтальная на почве	5
Основные выработки (вентиляционные штреки, людские ходки и пр.)	Горизонтальная на почве	2
Восстающие выработки с лестницами для передвижения людей	Горизонтальная на почве (ступеньки лестницы)	3
Подземные электроподстанции, трансформаторные и машинные камеры	Горизонтальная на почве	75
		150 (при комбинированном освещении)
Склады ВМ	Горизонтальная на почве	30
Подземные медицинские пункты	Горизонтальная на высоте 0,8 метров от почвы	100
Приемные площадки стволов	Горизонтальная на почве	15
	Вертикальная на сигнальных табло	20
Опрокидыватели околоствольных дворов	Горизонтальная на уровне 0,8 метров от почвы	15

В околоствольном дворе, в камерах участкового и главного водоотлива, камерах ВВ и КАВС предусматривается система аварийного освещения. Сеть аварийного освещения запитывается от отдельного фидера распределительного щита для подземных выработок и резервируется от независимого источника электроэнергии.

24 СВЯЗЬ И СИГНАЛИЗАЦИЯ

Проектом предусматриваются следующие виды связи:

- административно-хозяйственная телефонная связь;
- диспетчерская телефонная связь;
- радиотрансляционное оповещение;
- производственная громкоговорящая связь;
- подземная радиосвязь и аварийная сигнализация;
- охранно-пожарная сигнализация.

Организация административно-хозяйственной связи осуществляется при помощи платформы АТС Siemens HiPath-4000. Диспетчерская телефонная связь построена на базе коммутатора Регион-120ХТ. На всех объектах наземного и подземного комплекса предусмотрено размещение телефонных аппаратов системы АТС, причем на подземном комплексе - шахтного исполнения.

Радиотрансляция передач и распорядительно-поисковая связь предусмотрена через усилитель проводного вещания РАМ-360, который размещается в диспетчерской и сеть рупорных и абонентских громкоговорителей. Прием городского радиовещания предусматривается через антенну «Наклонный луч», установленную на кровле диспетчерской.

Для связи самоходного оборудования и технического персонала подземного комплекса с диспетчером предусмотрена система радиосвязи и аварийного оповещения на базе аппаратуры «Талнах».

В состав аппаратуры на поверхности входят базовый объединительно-распределительный блок, базовый контроллер систем диагностики, базовый контроллер оповещения об аварии, транковый контроллер, ретранслятор, базовый сервер диагностики и позиционирования, рабочие станции горного диспетчера и связиста, базовая радиостанция; радиочастотный кабель.

На подземном руднике в состав аппаратуры входят: мобильные радиостанции технического персонала и радиостанции, установленные на самоходном оборудовании; приемники аварийной сигнализации, вмонтированные в шахтерские светильники; искрозащитный барьер, излучающий кабель с прокладкой по наклонным стволам и подземным выработкам, линейные усилители для компенсации затухания радиосигналов, блоки питания для линейных компонентов системы, пассивные ответвители для подключения кабелей в боковые тоннели, коммутационные блоки для монтажа и соединения отрезков излучающего кабеля, согласующие оконечные устройства.

Базовая аппаратура размещается в помещении диспетчера.

Для аварийного оповещения подземного рудника в шахтерские светильники вмонтированы приемники, через которые принимаются аварийные сигналы, передаваемые диспетчером.

Пожарная сигнализация выполнена согласно СН РК 2.02-11-2002.

В подземных выработках сети пожарной сигнализации предусмотрены в камерах ожидания, камерах аварийного воздухообеспечения (КАВС), насосных станциях шахтного водоотлива.

Извещатели пожарной сигнализации приняты согласно СН РК 2.02-02-2019 и СП РК 2.02-102-2014: дымовые, тепловые, на пламя и ручные.

Светозвуковые табло с надписью «Выход» размещаются на путях эвакуации.

Сигналы тревог выводятся на приборы Гранд Магистр в здание диспетчерской и дублируются на КПП.

Сети пожарной сигнализации выполняются сигнальным кабелем КСПВ или экранированным КСПЭВ.

Сигналы от приемно-контрольных приборов выводятся на «Гранд Магистры-24» на КПП и дублируются на диспетчерскую.

Электропитание приборов связи и пожарной сигнализации предусматривается по первой категории энергоснабжения.

25 ГЕНЕРАЛЬНЫЙ ПЛАН ОБЪЕКТА

Генеральный план объектов месторождения

Генеральный план месторождения Аксоран будет решен с учетом технологической взаимоувязки объектов, внешних и внутренних транспортных связей, в соответствии с санитарными и противопожарными нормами строительного проектирования, принципа зонирования территории и максимальной блокировкой зданий и сооружений. Функциональное зонирование территории завода решено с учетом технологических связей.

Размещение проектируемых площадок и объектов показано на чертеже ПГР-37/20/ИКГр-ГП-Э лист 2.

В состав проектируемых объектов месторождения входят:

1. Промплощадка №1 включающая в себя следующие объекты:

- 1.1 Портал ствола «Наклонный Транспортный съезд»
- 1.2 Портал ствола «Наклонный спиральный съезд»
- 1.3 Калориферная
- 1.4 Тепловой узел
- 1.5 Смесительный узел

2. Площадка №2 включающая в себя следующие объекты:

- 2.1. КПП
- 2.2. Административно-бытовой комплекс
- 2.3. Общежитие
- 2.4. Гараж с ремонтным цехом
- 2.5. Пожарное депо

3. Склад ГСМ

4. Насосная водоснабжения

5. Подстанция

6. Отвальное и складское хозяйство включающее:

- 6.1. Отвал пустой породы
- 6.2. Рудный склад
- 6.3. Угольный склад
- 6.4. Весовая

7. Насосная водоочистки

8. Пруд-испаритель

Обеспечение объектов электроэнергией осуществляется от ВЛ 35кВ проходящей в 11 км через с. Меншиковка до подстанции на месторождении 35/6 кВ с ОРУ.

Обеспечение объектов водой будет осуществляться от скважинного водозабора.

При размещении объектов выбран принцип использования рельефа местности для выполнения минимальных объемов земляных работ.

Вертикальная планировка площадок позволяет обслуживать все здания и сооружений автомобильным транспортом, удовлетворяет технологическим решениям, обеспечивает проезд пожарной техники, предполагает

возможность отвода поверхностных вод по водоотводным канавам в систему очистки и сброса, и на естественный грунт там, где это допускается нормами.

Показатели по генплану проектируемых площадок и объектов

Таблица 25.1

Наименование показателей	Ед. изм	Хвостохра нилище	Вахтовый поселок	Склад ГСМ	Главная понижит. подстанция	Обогатит. фабрика	Гараж с рем.цехом	Насосная	Вентилято рная
Площадь в условной границе проектирования, в том числе:	га	13,5	2,89	1,0	0,49	1,62	2,67	0,49	0,16
- под зданиями и сооружениями	га	-	-	-	-	-	-	-	-
- под проездами, площадками, тротуарами	га	-	-	-	-	-	-	-	-
- под озеленением	га	-	-	-	-	-	-	-	-
- неиспользованные участки	га	-	-	-	-	-	-	-	-
Плотность застройки	%	-	-	-	-	-	-	-	-
Коэффициент использования территории	%	-	-	-	-	-	-	-	-

Примечание: Показатели по генплану проектируемых площадок и объектов будут уточнены при разработке проекта генплана строящегося объекта после получения инженерно-геологических изысканий, Акта земельного отвода.

Отвальное и складское хозяйство

При выборе местоположения и количества отвалов учитывались:

- объемы руды, объемы породы от ППР;
- ценность занимаемых близлежащих земельных участков;
- увеличение транспортных и дорожных расходов в случае удаления отвалов, в том числе в связи с необходимостью устройства транспортных коммуникаций;
- необходимость раздельного складирования пород в отдельные отвалы или в пределах одного отвала;
- рельефные, инженерно-геологические условия оснований отвалов, обеспечивающих устойчивость отдельных ярусов и отвала в целом;
- роза ветров.

Породы от горно-подготовительных работ не токсичны и нейтральны по отношению к окружающей среде, при формировании отвалов нет необходимости в проведении специальных мероприятий по устройству подготовки оснований.

По периметру площадки отвала породы от ГПР и рудного склада устраивается водоотводная канава, которая является сборником-испарителем ливневых вод.

Перед началом строительства на площадках, где имеются ПРС, предусматривается их снятие и складирование в отведенные места для дальнейшего использования при благоустройстве промплощадок и после окончания эксплуатации рудника для рекультивации промплощадки.

Объемные показатели по проектируемым отвалам

Таблица 25.2

Наименование	Объем, тыс. м ³	Площадь, га	Кол-во ярусов	Высота яруса, м	Угол откоса отвала
Порода от ГПР	678,9	6,25	1	10	45°
Итого перемещенных пород:	678,9				
Временный отвал ПРС	163,04	1,77	2	10	32°
Итого ПРС:	163,04				
Всего:	841,94				

Решения по расположению инженерных сетей и коммуникаций

На площадках месторождения Аксоран предусмотрена прокладка в надземном исполнении линии электропередачи 6 кВ. Размещение надземных инженерных сетей в плане выполнено на свободных участках с соблюдением нормативных расстояний от зданий, сооружений и проездов. Предусматривается строительство кабельных линий от подстанции до проектируемых мачт освещения с прожекторами. В качестве автономного независимого источника питания потребителей I категории надежности предусмотрена дизельная электростанция.

Проектом предусмотрена система хозяйственно-питьевого водопровода, предназначенная для подачи воды на хозяйственные нужды работающих, душевые, производственные нужды, технологические нужды по следующей схеме: вода из скважин подается в два резервуара питьевого запаса воды, откуда забирается насосами, установленными в насосной станции хозяйственно-питьевого и противопожарного водоснабжения, и подается в сеть хозяйственно-питьевого водопровода.

Потребителями воды питьевого качества при добыче будет являться работающий персонал. Для размещения (проживания) трудящихся вахты предусмотрено общежитие на 217 человек. На хозяйственно-бытовые нужды используется привозная вода. Для питьевого водоснабжения будет использоваться бутилированная вода.

Расход воды на бытовые нужды (душевые) в сутки принят 40 л/чел и составит $217 \times 40 \times 365/1000 = 3168,2$ м³/год.

Непосредственно на производственную площадку вода доставляется в специальных термосах. Все ёмкости, в которых хранится и доставляется вода, хлорируются не менее одного раза в неделю.

Для сбора хозяйственно-бытовых сточных вод оборудуется выгреб ёмкостью 50 м³, который один раз в неделю будет опорожняться ассенизаторской машиной и вывозиться по договору с коммунальными службами. Объем хозяйственно-бытовых сточных вод составит 8,68 м³/сут; 3168,2 тыс. м³/год.

В соответствии с условиями сбора и отведения сточных вод и их загрязнениями на территории месторождения предусматривается устройство двух систем канализации:

- канализация бытовая;
- канализация дождевая.

В соответствии с нормами предусматривается очистка сточных и утилизация очищенных сточных вод и ливневых вод от зданий и сооружений месторождения. Водоотведение учитывает все расходы на хозяйственно-питьевые нужды и на хозяйственно-производственные нужды в зданиях и сооружениях, а также очищенные ливневые стоки. В проекте принята следующая схема канализации: смешанные хозяйственно-бытовые и производственные стоки от зданий и сооружений площадок по самотечным внутриплощадочным сетям сбрасываются в приемную камеру насосной станции сточных вод. При помощи насосов стоки забираются и подаются на очистную установку, где подвергаются очистке. Далее очищенные сточные воды от очистных сооружений поступают по самотечному коллектору в пруды-испарители.

Благоустройство

Для создания нормальных, санитарно-гигиенических условий работы, трудящихся на территории месторождения предусматриваются мероприятия по благоустройству. Они сводятся к устройству тротуаров, организации мест кратковременного отдыха и озеленению.

Тротуары запроектированы двух типов:

- с плиточным покрытием (район административного корпуса);
- с асфальтобетонным покрытием;
- у входов в здания предусмотрена установка урн. Перед зданием административного корпуса и на площадках для отдыха - установка урн и скамеек.

Озеленение представлено рядовой и групповой посадкой деревьев (хвойных и лиственных пород) и кустарников.

Противопожарные мероприятия

Согласно Закону Республики Казахстан “О гражданской защите” от 11 апреля 2014 г. №188-V обеспечение пожарной безопасности и пожаротушения возлагается на руководителя предприятия.

Пожарную безопасность на месторождении обеспечивают в соответствии с требованиями «Правил пожарной безопасности в РК».

Для тушения возможного пожара и спасения людей на территории объекта предусмотрен комплекс пожарного депо.

Для наружного противопожарного водоснабжения на территории объекта предусмотрены пожарные резервуары. Объем пожарных резервуаров определен исходя из расчетных расходов воды и продолжительности тушения пожаров. Заполнение пожарных резервуаров предусматривается из резервуара речной воды. Каждый противопожарный резервуар заполняется водой в течение 24 часов. К пожарным резервуарам обеспечен свободный подъезд пожарных машин.

Для внутреннего пожаротушения здания предусмотрена подача воды от наружных кольцевых сетей.

Все здания и сооружения на площадке обеспечены автомобильными подъездами для работы автотранспорта, с возможностью подъезда пожарной техники и запроектированы, и построены согласно требованиям технического регламента «Общие требования к пожарной безопасности», утвержденного постановлением правительства Республики Казахстан от 16.01.2009 г. №14. В соответствии «Общих требований к пожарной безопасности» принимается их степень огнестойкости и категорирование помещений по взрывопожарной и пожарной опасности.

На спецтехнике, а также в помещениях имеются углекислотные и пенные огнетушители, ящики с песком, простейший противопожарный инвентарь.

Смазочные и обтирочные материалы хранятся в специально предназначенных для этих целей емкостях. Замена масла и сбор отработанных смазок предусмотрено в ремонтных боксах.

Все работники по эксплуатации и техническому обслуживанию месторождения периодически проходят подготовку по пожарной безопасности.

Система противопожарной защиты включает установку системы автоматической противопожарной сигнализации.

Система автоматической пожарной сигнализации и оповещения людей о пожаре для данного объекта выполнена в соответствии с действующими нормами.

На месторождении предусмотрено оснащение следующими системами:

- система автоматической пожарной сигнализации;
- система оповещения людей о пожаре.

При возникновении пожара – срабатывании дымового или ручного извещателя сигнал поступает на ППКП. Прибор согласно запрограммированной логике выдает сигнал на запуск оповещения.

Оповещение производственного персонала также осуществляется по мобильным телефонам, мини АТС.

Организация транспорта

Решения по транспорту проектируемого месторождения Аксоран предусмотрены с использованием транспорта, в том числе технологические грузоперевозки породы на начальном этапе до временного отвала будут осуществляться погрузочно-доставочной машиной КАМА WJD-3В (Battery), для транспортировки руды будет использован конвейер.

Транспортировка вспомогательных материалов предусмотрена с использованием автомобильного транспорта.

Внешние перевозки предусматривается осуществлять от г. Кокшетау или Атбасар. Расстояние 150 км.

Технологические и вспомогательные грузоперевозки осуществляются вновь приобретаемым или привлечённым автомобильным транспортом. Обслуживание территории проектируемых объектов месторождения (очистка от снега, россыпь противогололедных материалов в зимнее время, полив – летом) осуществляется существующими на руднике механизмами и оборудованием.

Для обслуживания и ремонта автомобильных дорог предусматриваются:

- оборудование и механизмы дорожно-ремонтной службы;
- периодический полив проезжей части автомобильных дорог (в летнее время);
- расчистка проезжей части дорог от снега и заносов в зимнее время и распределение по покрытию сыпучих материалов в период гололеда.

Для пылеподавления на автомобильных дорогах, складе руды и отвалах применяется полив водой. Полив предусматривается через 2 часа.

Для доставки продуктов, бутилированной воды, вспомогательных материалов, вывоза мусора ТБО и вакуумного забора жидких отходов будут использованы подрядные организации.

Ремонт и техническое обслуживание автомобилей выполняется в проектируемом Ремонтном цехе.

Перечень необходимого транспорта

Таблица 25.3

Приобретаемый транспорт	Мощн. двигат, кВт	Кол-во инвентар. шт
Многофункциональная подземная машина КАМА EUKB-6BRU18 (Battery)	86,5	2
Бульдозер ДЗ-101 (гусеничный)	95,6	1
Спецавтоцистерна пожарная АЦ-40 (ЗИЛ-433114), V=2,5м ³	110,3	1
Поливомоечная Беларусь МПЛ-373 м	110	1
Санитарный автомобиль УАЗ-3962	67,7	1
Вспомогательно-хозяйственный транспорт		
Автомобиль Lexus 470	175	1
Автомобиль Mitsubishi Pajero	121	1
Автогрейдер ДЗ-98В	184	1
Трактор К700	169	1
Каток самоходный ДУ-47Б	44	1

Автомобильные дороги

Подъездная автомобильная дорога соединяет промплощадку месторождения Аксоран до п. Меньшиковка. Покрытие автодороги гравийное.

Технологические грузоперевозки осуществляются по проектируемым внутриплощадочным автодорогам месторождения. Параметры проектируемых автодорог приняты согласно СН РК 3.03-22-2013 и СП РК 3.03-122-2013 «Промышленный транспорт».

Проектом будут предусмотрены автомобильные автодороги: А/д № 1, А/д № 2, А/д № 3.

Все проектируемые внутриплощадочные автомобильные дороги выполнены с параметрами согласно СН РК.

Подъездная автодорога (А/д № 1) I-к категории, запроектирована с покрытием из щебня, пропитанного битумом, от п. Меньшиковка до месторождения Аксоран.

Межплощадочная автодорога (А/д № 2) III-к категории, запроектирована с покрытием из щебня, пропитанного битумом, от А/д № 1 до площадок месторождения Аксоран.

Съезд № 1 III-к категории, запроектирован с покрытием из щебня, пропитанного битумом, от А/д № 2 до отвального и складского хозяйства.

На проектируемых внутриплощадочных технологических автодорогах в местах с насыпью более 2 м предусмотрены ориентирующие грунтовые валы высотой 1,3 метра.

Проектируемые автодороги обеспечивают производственные и служебные перевозки вспомогательных и хозяйственных грузов, а также подъезд пожарных машин к объектам месторождения.

Продольный профиль автодорог запроектирован из условия рационального сочетания элементов плана и продольного профиля, который обеспечивает зрительную ясность дальнейшего направления автодороги.

Руководящая рабочая отметка определена из условий:

- снеготаносимости;
- отметки входа водопропускных труб.

Для предотвращения снеготаносов руководящая рабочая отметка по бровке земляного полотна принята не менее 1 м.

Земляное полотно запроектировано преимущественно в насыпи с заложением откосов 1:1,5, с устройством притрассовых кюветов и водоотводных канав. Поперечные профили земляного полотна приняты в соответствии с требованиями СНиП РК 3.03-09- 2006

Ведомости объемов работ по автодорогам представлены в таблице 1.3.

Поверхностный водоотвод обеспечивается рельефом местности и боковыми кюветами с перепуском воды через автодорогу посредством водопропускных труб.

Для пылеподавления на автомобильных дорогах предусмотрен полив водой. Полив производится 2 раза в смену.

Для обеспечения безопасных условий движения на участках автодороги проектом предусмотрены следующие мероприятия:

- установка необходимых дорожных знаков;
- установка направляющих сигнальных столбиков;
- устройство ориентирующих валов.

Для безопасного проезда на пересечениях устанавливаются знаки приоритета.

Сигнальные столбики устанавливаются на радиусах перекрестка, где высота насыпи не превышает 2 м, в остальных случаях применяется ориентирующий грунтовый вал.

Ведомость автомобильных дорог проектирования смотри таблицу 21.7.1

Ведомость автомобильных дорог

Таблица 25.4

№ дороги	Наименование автодороги	Категория дороги	Протяженность, км	Ширина проезжей части/ обочины	Тип покрытия
А/д № 1	Подъездная к месторождению	I-к	13	25,5/2,5	2
А/д № 2	Межплощадочная	III-к	1,475	23,5/2,5	1
Съезд № 1	Подъездная к отвалному и складскому хозяйству	-	0,7	23,5/2,5	3

Примечание: Подъездные автодороги к месторождению, межплощадочные дороги будут проектироваться после получения результатов инженерно-геологических изысканий, протяженность дорог, их покрытие будут определяться проектом.

Технико-экономические показатели автомобильных дорог смотри таблицу 25.5

Технико-экономические показатели автодорог (предварительные)

Таблица 25.5

Наименование параметров автодороги	А/д № 1	А/д № 2	А/д № 3
Категория	I-к	III-к	III-к
Протяженность, км	13	1,475	0,7
Число полос движения	2	2	2
Ширина земляного полотна, м	30,5	28,5	28,5
Ширина проезжей части, м	25,5	23,5	23,5
Ширина обочины, м	2,5	2,5	2,5
Наименьший радиус горизонтальной кривой, м	200	600	600
Наибольший продольный уклон, ‰	55	35	60
Тип покрытия	Облегчен.	Облегчен.	Облегчен.
Дорожная одежда	Щебень с пропиткой	Щебень с пропиткой	Щебень с пропиткой

Внутриплощадочные проезды площадок склада ГСМ, водопроводных сооружений, и других площадок инфраструктуры запроектированы с учетом функционального назначения проездов, планировочной организации территории, норм и требований СН РК.

Архитектурно-строительные решения

Архитектурно-строительные решения по объектам месторождения Аксоран будут приняты на основании требований строительных норм и правил, в том числе:

1. СП РК 2.02-101-2014 «Пожарная безопасность зданий и сооружений»
2. СП РК 3.02-127-2013 «Производственные здания»
3. СП РК 2.02-103-2012 «Склады нефти и нефтепродуктов. Противопожарные нормы»
4. СН РК 4.02-05-2013 «Котельные установки»
6. СП РК 2.04-01-2017 Строительная климатология
7. СП РК 2.04-104-2012 «Естественное и искусственное освещение»
8. НТП РК 01-01-3.1 (4.1) -2017 «Нагрузки и воздействия на здания»
9. СНиП РК 5.01-01-2002 «Основание зданий и сооружений»;
10. СНиП РК 5.04-23-2002 «Стальные конструкции»;
11. СП РК 2.01-101-2013 «Защита строительных конструкций от коррозии».

Перечень и основные показатели проектируемых зданий приведены в таблице 25.6.

Основные показатели проектируемых зданий

Таблица 25.6

№ по генплану	Наименование здания сооружения	Степень огнестойкости	Температурно-влажностный режим	Строительный объём м ³
1	Порталы Транспортного съезда и Наклонного спирального съезда	I	+18С +22°С нормальный	2592
1	Здание ГВУ, Калориферная	I	+12С +22°С нормальный	2430
2	Вахтовый поселок, Административный корпус	II	+18С +22°С нормальный	3555
3	Склад ГСМ	I	+18С +22°С нормальный	355
4	Пожарный пост на 2 автомобиля.	II	+18С +22°С нормальный	440
5	Трансформаторная подстанция	II	+5°С нормальный	40,3
6	Контрольно-пропускной пункт №1	IIIa	+18С +22°С нормальный	44,7
10	Насосная станция хозяйственно-питьевого и противопожарного водоснабжения	I	+5°С нормальный	292

Примечание: Строительный объем проектируемых зданий и сооружений будет определен при разработке проекта генплана.

Наклонный транспортный съезд и Наклонный спиральный съезд на выходе на поверхность земли переходят в портал. Начинается проходка «Наклонного транспортного съезда» и «Наклонного спирального съезда» с сооружения траншеи. Размеры траншеи определяются сечением съезда, углом его наклона к горизонту и свойствами пород. Порода из контуров траншеи складывается у ее устья, образуя отвал, шириной по верху равной ширине траншеи (по верху), а ширина отвала по низу определяется углом естественного откоса пород. После сооружения траншеи делают две-три отпалки в контурах будущей выработки и устанавливают так называемую «зеркальную» (основную) раму. Козырек рамы затягивают круглым лесом или облопами. Участок выше устья наклонного ствола, находящийся в траншее, закрепляется всплошную. Затем на крепь накладывают теплоизоляционный слой и траншею засыпают

Для предотвращения попадания поверхностных вод в ствол устраивают гидроизоляцию постоянной крепи от насыпного грунта, а на поверхности возле портала делают водоотводную канавку.

Калориферная. Здание калориферной представляет собой одноэтажное здание с размерами в плане 14х11 метров, сооружается в одном блоке со

зданием вентилятора главного проветривания. Здание металлическое каркасное. Наружные стены из трехслойных панелей сэндвич толщиной 80 мм. Крыша здания скатная, совмещенная, с покрытием из панелей сэндвич толщиной 100 мм, с наружным неорганизованным водостоком. Вокруг здания предусмотрена бетонная отмостка шириной 1000 мм. Основные транспортные ворота надшахтного здания должны иметь тамбур-шлюз с механизмом блокировки, исключающим одновременное открывание ворот. Для подогрева воздуха, поступающего через неплотности в воротах, необходимо предусматривать воздушные тепловые завесы, устанавливаемые у внутренних ворот шлюза.

Административный корпус представляет собой одноэтажное здание для размещения административных помещений и вспомогательных служб, Размер здания в плане 16х33м. Для организации питания работающих предусмотрена столовая с обеденным залом на 60 посадочных мест. Также предусмотрен медпункт.

Столовая с обеденным залом на 60 посадочных мест и тепловой раздаточной линией, набор помещений и оборудование которой предназначены для порционирования и реализации (раздачи) готовой продукции, а также для приготовления горячих напитков и блюд.

Принцип работы столовой – самообслуживание.

Режим работы столовой – на полуфабрикатах.

В составе помещений столовой предусматриваются следующие основные группы:

- для посетителей: умывальные, санузлы, обеденный зал на 40 посадочных мест;

- производственные: горячий цех с доготовочным, холодный цех и помещение для резки хлеба, моечные столовой, кухонной посуды и тары полуфабрикатов, раздаточная;

- складские: загрузочная, кладовая овощей, кладовая напитков, кладовая сухих продуктов, помещение холодильников.

- служебно - бытовые: помещение заведующей производством (офис), гардероб персонала (мужской и женский) с кабиной для переодевания, душевая, санузлы, бельевая, кладовая уборочного инвентаря.

Состав помещений принят в соответствии со СНиП 3.02-38-2006 «Объекты общественного питания».

Все помещения столовой располагаются с учетом поточности, технологических связей и максимального сокращения путей; при этом потоки полуфабрикатов и готовой продукции, персонала и посетителей, грязной и чистой посуды не пересекаются.

Продукты в столовую доставляются специализированным грузовым автотранспортом и загружаются через загрузочную. Распределение продуктов к местам временного хранения производится с помощью ручных платформенных тележек.

Технологический процесс осуществляется следующим образом: продукты, поступающие в столовую, взвешивают, сортируют и направляют для кратковременного хранения в кладовые и холодильные шкафы. Из кладовых продукты подаются в цеха для первичной обработки полуфабрикатов.

Тепловая обработка и приготовление вторых блюд, бульонов, супов, соусов, гарниров осуществляются в горячем цехе.

Для приготовления холодных блюд и закусок в проекте предусмотрен холодный цех. Для оснащения производственных цехов и складских помещений столовой в проекте применено современное технологическое оборудование, в том числе тепловое, на электрическом обогреве.

Тип и количество технологического оборудования приняты в соответствии с нормами технического оснащения предприятий общественного питания. Оборудование, выделяющее тепло и запахи, имеет местные отсосы для удаления тепла и запахов. Все оборудование изготовлено из нержавеющей стали.

Использованная посуда поступает непосредственно в моечные столовые посуды. Для мойки столовой посуды в моечной установлена посудомоечная машина универсальная и ванны моечные. Чистую столовую посуду хранят на стеллажах тележках для сушки тарелок и полках. Мытье кухонной посуды производят в глубоких мойках (котломойках). Хранение чистой кухонной посуды - на стеллажах и подтоварниках.

Пожарное депо. Прямоугольное в плане здание с размерами в осях 14,4х28,0 м. Здание разделено на всю высоту противопожарной стеной на 2 отсека – гараж и помещение для персонала.

Каждый отсек выполнен в отдельном металлическом каркасе с деформационным швом по оси «3».

В здании располагаются:

- караульное помещение для отдыха личного состава;
- гардероб;
- учебный класс;
- диспетчерская;
- кабинеты начальника пожарного поста и руководителя пожарного подразделения;
- подсобные помещения;
- склад для хранения ПТВ;
- помещение пожарной техники

Наружные стены из панелей сэндвич толщиной 120 мм.

Крыша здания двухскатная, с покрытием из панелей сэндвич толщиной 150 мм, с наружным неорганизованным водостоком.

Вокруг здания предусмотрена бетонная отмостка шириной 1000 мм.

Главная понизительная подстанция

Для электроснабжения потребителей на напряжение 0,4кВ, проектом предусматривается установка двух комплектных двухтрансформаторных подстанций 35/0,4кВ с двумя трансформаторами мощностью 2500 кВА и 1000 кВА для первой и второй КТП соответственно.

Защита потребителей и отходящих от подстанций кабельных линий осуществляется автоматическими выключателями в распределительных устройствах напряжением 0,4 кВ подстанций КТП №1, 2.

Оборудование КТП устанавливается в модулях, объединённых в общее здание с устройством перегородок между отдельными функциональными помещениями.

Электроснабжение потребителей I категории выполнено с использованием аварийного дизельного генератора. Пуск в работу дизельного генератора - автоматический, по факту исчезновения штатного напряжения питания. Вырабатываемое генератором напряжение подаётся на шины 0,4 кВ второй секции КТП №2. Мощность ДЭС определена с учетом обеспечения возможности запуска ДЭС (генератор и двигатель) при последовательном пуске пяти электродвигателей насосов пожаротушения. Дизель-генератор поставляется в погодозащитном контейнере полной заводской готовности.

Контрольно-пропускной пункт.

Здание контрольно-пропускного пункта с размерами в плане 7,2х9,0 м и высотой помещения 2,5 м в чистоте. Модульное здание, выполненное на базе трех блок-контейнеров с размерами 2400х6000х2500 мм, утепленных изнутри минплитой «Изотерм» и облицовкой гипсокартонным листом. Крыша скатная с покрытием из профлиста. Крыльца и козырьки металлические. Вокруг здания предусмотрена бетонная отмостка шириной 1000 мм.

Насосная станция хозяйственно-питьевого и противопожарного водоснабжения.

Здание насосной прямоугольное в плане с размерами в осях 30х9м и высотой 6м выше отметки нуля, и с отметкой подземной части - 2,4м. В здание располагаются две насосные: хозяйственно-питьевая и насосная противопожарного водоснабжения. Хозяйственно-питьевая насосная оборудована монорельсом грузоподъемностью 0,5 т. Насосная противопожарного водоснабжения оборудована монорельсом грузоподъемностью 3 т. Здание выполнено в монолитном каркасе. Наружные стены из полнотелого кирпича толщиной 380 мм с утеплением негорючим утеплителем и с облицовкой профлистом. Крыша плоская совмещенная с покрытием из ПВХ. Вокруг здания предусмотрена бетонная отмостка шириной 1000 мм.

Пруд-испаритель

Для сбора очищенных сточных и ливневых вод запроектированы пруды – испарители (габариты и объем будут определены после уточнения потребления объемов воды фабрикой).

Размеры в плане 100х100 м, рабочая глубина 4,30м и заложение откосов $m = 2.0$

Отсыпка насыпи дамб предусматривается качественным грунтом послойно, с увлажнением и уплотнением до требуемой плотности при оптимальной влажности. Для предотвращения фильтрации воды через дно и откосы прудов в проекте противофильтрационный экран из полиэтиленовой пленки, укладываемой на уплотненный слой грунта. Поверх пленки укладывается защитный слой грунта. Этот слой защищает пленку от разрушения. Защитный слой грунта, который закрывает сверху пленку, принят из местного суглинистого грунта. Толщина защитного слоя дна прудов принята 0,30м, а откосов 0,20м.

Площадки под твердые бытовые отходы

На площадках установлены контейнеры для твердых, бытовых отходов, которые будут вывозиться на свалку. Для сбора ТБО также допускается использовать емкости произвольной конструкции с крышками (деревянные, металлические и другие).

Площадка для размещения контейнеров бытовых отходов бетонная 1,5х1,5м, высотой 15 см от поверхности покрытия, которая ограждена с трех сторон.

Площадки под стоянку и заправку техники имеет твердое бетонное ровное покрытие.

Специальные мероприятия

Антикоррозионная защита.

Железобетонные конструкции - Для защиты от коррозии подземных железобетонных конструкций используется бетон повышенной плотности W6.

Металлические конструкции - Все металлические конструкции должны быть окрашены в соответствии с указаниями СНиП РК 2.01-19-2004 «Защита строительных конструкций от коррозии».

Гидроизоляция подземных сооружений.

Поверхности железобетонных конструкций, соприкасающиеся с грунтом, должны быть обмазаны горячим битумом за два раза по холодной битумной грунтовке.

Мероприятия по снижению шума и вибрации.

Для обеспечения допустимых уровней звукового давления и уровней звука на рабочих местах в производственных помещениях, а также в бытовых помещениях согласно МСН 2.04-03-2005 «Защита от шума» проектом предусмотрены следующие мероприятия:

- применение установок, агрегатов и механизмов, имеющих уровни шумов, не превышающих допустимых значений, указанных в нормативных документах;
- размещение оборудования в специальных ограждениях (кожухах, обшивках), снижающих уровни шумов;
- применение в конструкции дверей уплотнений в притворах;
- ограничение времени воздействия неблагоприятных факторов на персонал за счет автоматизации управлением производственными процессами, повышения надежности и увеличение межремонтных периодов оборудования.
- применение звукоизоляционных материалов в конструкциях перегородок и подвесных потолков.

Освещенность рабочих мест

В помещениях с постоянным пребыванием людей предусмотрено естественное освещение через окна в наружных стенах. Недостаток естественной освещенности компенсируется искусственным освещением, в соответствии с действующими нормами.

Согласно требованиям СП РК 2.04-104-2012 «Естественное и искусственное освещение», в соответствии с условиями и задачами зрительной работы, в производственных помещениях предусматривается совмещенное освещение путем устройства оконных проемов и электрического освещения, что обеспечивает нормированное значение КЕО и освещенности с учетом оптимального расхода топливо-энергетических ресурсов.

26 ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ, ОХРАНА ТРУДА И ПРОМСАНИТАРИЯ ПРИ ВЕДЕНИИ ГОРНЫХ РАБОТ

26.1 Техника безопасности

На предприятии разрабатывается и утверждается:

- положение о производственном контроле;
- технологические регламенты;
- план ликвидации аварий. План ликвидации аварий пересматривается и согласовывается с профессиональными аварийно-спасательными службами или формирования один раз в год.

Проектом предусматривается обеспечение безопасного ведения подземных горных работ путем осуществления следующего комплекса мероприятий:

- из подземных горных выработок имеется два отдельных выхода на поверхность через наклонные стволы шахты: «Транспортный съезд» и «Наклонный спиральный съезд»;
- свежий воздух, подаваемый в подземные горные выработки, обеспечивает заданный вентиляционный режим;
- скорость движения воздуха по выработкам соответствует нормативным;
- в холодное время года свежий воздух подогревается до температуры плюс 2С;
- начальники участков и их помощники, горные мастера и механики, работающие в шахте, должны иметь при себе и уметь пользоваться приборами для контроля содержания составных частей шахтного воздуха;
- камера ремонта самоходного оборудования имеет обособленное проветривание с выводом исходящей струи воздуха в вентиляционные выработки;
- в местах интенсивного пылеобразования (разгрузочные камеры и т.п.) предусмотрена установка пылеотсасывающих систем, подавление пыли с помощью воды;
- на рабочих горизонтах предусмотрено устройство камер аварийного воздухообеспечения, противопожарных складов, оборудованных в соответствии с нормами;
- в принятых системах разработки выемочные блоки имеют не менее двух выходов: один – на верхний вентиляционный горизонт, второй – на нижний откаточный;
- сечения горных выработок приняты с учетом необходимых зазоров по «Правилам обеспечения...» [4]
- крепление выработок предусмотрено бетоном, торкретбетоном со штангами [5];
- каналы и приямки в технологических камерах предусмотрено перекрывать рифлёным железом;

- доступно расположенные движущие части стационарного оборудования должны ограждаться металлическими решетками;
- для предупреждения падения людей и предметов в вертикальные горные выработки предусматривается устройство ограждений, решеток, дверей и т.д.;
- наклонный ствол, вертикальные стволы, все откаточные, камерные выработки и вентиляционно-ходовые восстающие предусмотрено оборудовать стационарным освещением, а проходческие и очистные забои – переносным;
- при проходке выработок предусмотрено опережающее бурение скважин для исключения внезапного прорыва воды;
- паспорт крепления и управления кровлей определяет для каждой выработки, их сопряжений и очистного пространства способы крепления, последовательность производства работ;
- применение временной крепи определяется паспортом крепления;
- величина отставания постоянной и временной крепи от забоя устанавливается паспортом крепления и управления кровлей;
- в породах весьма слабых и неустойчивых (сыпучих, мягких и пльвунах) выработки проводятся с применением опережающей крепи, щитов или специальными способами;
- при ухудшении горно-геологических и производственных условий проведение выработок приостанавливается до пересмотра паспорта крепления и управления кровлей;
- результаты эксплуатационной разведки, в первую очередь опережающей, использовать для оперативного уточнения и корректировки паспорта крепления и управления кровлей, схем и проектов подготовки и отработки тел полезного ископаемого;
- обеспечение промышленной безопасности на припортальных площадках наклонных съездов;
- обязательное наличие допуска к применению опасных технических устройств, в том числе передвижных складов ВВ, смесительно-зарядных и доставочно-зарядных машин;
- эксплуатация и обслуживание машин, оборудования, приборов и аппаратуры, их монтаж, демонтаж и хранение в соответствии с технологическим регламентом и руководством по эксплуатации изготовителя;
- обязательное наличие допуска к применению ВВ и изделий на их основе;
- при перевозке ВМ их погрузка и выгрузка выполняется на погрузочно-разгрузочной площадке, охраняемой вооруженной охраной под наблюдением лица, допущенного к руководству или производству взрывных работ. На площадку не допускаются лица, не имеющие отношения к погрузке (выгрузке) ВМ;
- перевозка ВМ транспортными средствами, приемка ВМ осуществляется согласно технологическому регламенту;
- ВМ допускается перевозить предназначенными для перевозки ВМ, оборудованными для перевозки ВМ автомобилями;

- на каждый постоянный, временный и стационарные склады ВМ, на раздаточные камеры разрабатывается паспорт по установленной форме;
- безопасное расстояние для людей при производстве взрывных работ устанавливается проектом и паспортом;
- взрывание зарядов ВВ проводится по паспортам и проектам, доведенным до персонала, осуществляющего взрывные работы, под роспись;
- на проведение взрывных работ с применением массовых взрывов, разрабатывается типовый проект производства взрывных работ, являющийся базовым документом для разработки паспортов и проектов, в том числе и проектов массовых взрывов, выполняемых в конкретных условиях;
- в подземных выработках с исходящей вентиляционной струей воздуха, по которым направляются продукты взрыва, посты не выставляются. Эти выработки ограждаются аншлагами с надписями, запрещающими вход в опасную зону;
- все работы повышенной опасности выполняются по наряд-допуску.

26.2 Охрана труда и промсанитария

В соответствии действующим государственным и отраслевым нормам и правилам, с целью обеспечения требуемой охраны труда и промсанитарии [14] [37], в настоящем проекте предусматривается:

- снабжение трудящихся спецобувью, спецодеждой, СИЗами и инвентарем (самоспасатели, каски, шахтерские лампы, газоанализаторы, предохранительные пояса, защитные очки, противошумные 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;
- на всех проектных горизонтах предусмотрены подземные уборные;
- предусмотрено прохождение ежегодного медицинского осмотра рабочих, подвергающихся воздействию вибрации и силикозоопасной пыли;
- содержание кислорода в атмосфере выработок, в которых находятся или могут находиться люди, должно составлять не менее 20% (по объему). Содержание углекислого газа в рудничном воздухе на рабочих местах не более 0,5%, в выработках с общей исходящей струей шахты – 0,75%, при проведении и восстановлении выработок по завалу – 1%;
- в атмосфере действующих подземных выработок содержание ядовитых газов (паров) не должен превышать предельно допустимых концентраций;
- проветривание горных выработок при подготовке и после проведения массовых взрывов осуществляется в соответствии с проектами массовых взрывов при соблюдении требований действующих норм безопасности при взрывных работах;
- во всех местах замеров количества воздуха устанавливаются доски, на которых записываются: дата замера, площадь поперечного сечения выработки

(замерной станции), расчетное и фактическое количество воздуха, скорость воздушной струи;

- на шахте организуется пылевентиляционная служба;
- газомерщиками назначаются рабочие, имеющие стаж работы в подземных условиях не менее одного года, прошедшие обучение, проверку знаний на допуск к производству замеров,

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Отчет по ресурсам и запасам вольфрамовых руд месторождения Аксоран, расположенной на границе Акмолинской и Северо-Казахстанской областей Республики Казахстан, выполненной по стандартам KAZRC, ТОО «Два Кей», 2019г.
2. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий с подземным способом разработки. Согласованы Приказом Комитета по государственному контролю за ЧС и промышленной безопасностью Республики Казахстан от 04.12.2008 г. №46.
3. Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы. Утверждены Приказом Министра по инвестициям и развитию Республики Казахстан № 352 от 30.12.2014г.
4. Единая технологическая инструкция по применению набрызгбетонной, штанговой и комбинированной крепей в капитальных, подготовительных и очистных выработках рудников цветной металлургии. Минмет СССР. Москва, Цветметинформация, 1987г.
5. Нормы технологического проектирования подземного способа разработки месторождений цветных металлов с применением самоходного оборудования. ВНТП, Москва. Минцветмет СССР, 1985г.
6. Отраслевая Инструкция по определению, нормированию и учету потерь и разубоживания руды и песков на рудниках и приисках МЦМ СССР. Москва, 1975г.
7. Временные Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных разработок месторождений руд цветных металлов с неизученным процессом сдвижения горных пород. Ленинград, 1986г.
8. Инструкция по наблюдениям за сдвижением горных пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений. М., Недра, 1988г.
9. Сборник инструктивных материалов по охране недр и рациональному использованию полезных ископаемых, Москва, 1977г.
10. Временное методическое пособие по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания рудников и шахт. Госгортехнадзор Каз. ССР. Алма-Ата, 1990г.
11. Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих взрывные работы. Утверждены Приказом Министра по инвестициям и развитию Республики Казахстан 30.12.2014г. № 343 с изменениями от 20.10.2025 г.
12. Трудовой кодекс Республики Казахстан 23.11.2015г. №414-V (с изменениями и дополнениями на 12.03.2026 г.).
13. Кодекс Республики Казахстан «О недрах и недропользовании», 27 декабря 2017 г, №125-VI ЗРК.

14. Кодекс Республики Казахстан от 2 января 2021 года № 400-VI «Экологический кодекс Республики Казахстан» (с изменениями и дополнениями по состоянию на 01.01.2026 г.)
15. Инструкция по составлению Плана горных работ. Утверждена Приказом Министра по инвестициям и развитию Республики Казахстан 18.05.2018г. №351.
16. Инструкция по составлению Плана ликвидации и Методики расчета приблизительной стоимости ликвидации операций по добыче твердых полезных ископаемых. 24.05.2018г. №386.
17. Список производств, цехов, профессий и должностей, перечня тяжелых работ, работ с вредными и (или) опасными условиями труда, работа в которых дает право на сокращенную продолжительность рабочего времени, дополнительный оплачиваемый ежегодный трудовой отпуск и повышенный размер оплаты труда, а также правил их предоставления. Утвержден Приказом Министра здравоохранения и социального развития Республики Казахстан от 28 декабря 2015 года № 1053
18. Инструктивные указания по проектированию электротехнических промышленных установок. М., 1990г.
19. Технический регламент «Общие требования к пожарной безопасности», утвержден Приказом Министра по чрезвычайным ситуациям Республики Казахстан от 17 августа 2021 года № 405
20. СНиП РК 4.01-02-2009. Водоснабжение. Наружные сети и сооружения.
21. СНиП РК 3.02-09-2010. Производственные здания.
22. СНиП РК 2.02-05-2009. Пожарная безопасность зданий и сооружений.
23. СП РК 2.03-106-2013 Подземные горные выработки. СН РК 2.03-04-2013 Подземные горные выработки.
24. СН РК 4.01-03-2011. Водоотведение. Наружные сети и сооружения.
25. СН РК 4.01-02-2011. Внутренний водопровод и канализация зданий и сооружений.
26. СП РК 2.03-106-2013 Подземные горные выработки. СН РК 2.03-04-2013 Подземные горные выработки.
27. СН РК 2.04-04-2013 и СП РК 2.04-107-2013 Строительная теплотехника
28. СН РК 2.01-01-2013 и СП РК 2.01-101-2013 Защита строительных конструкций от коррозии
29. СП РК 2.04-01-2017 Строительная климатология.
30. СН РК 2.04-07-2022 Тепловая защита зданий.
31. СН РК 4.02-01-2011 и СП РК 4.02-101-2012 Отопление, вентиляция и кондиционирование воздуха (с изменениями и дополнениями по состоянию на 19.06.2024 г.)
32. Руководство по применению типовых сечений горных выработок для рудников цветной металлургии СССР. Москва, 1987г.
33. Общесоюзные нормы технологического проектирования подземного транспорта горнодобывающих предприятий. ОНТП 1-86. Москва, 1986г.
34. ГОСТ 12.1.005-88 «Общие санитарно-гигиенические требования к воздуху рабочей зоны».

35. СН РК 3.02-08-2013 и СП РК 3.02-108-2013 «Административные и бытовые здания».
36. Крепление подземных сооружений. Заславский Ю.З., Мостков В.М. Недра. Москва. 1979
37. Руководство по проектированию подземных горных выработок и расчету крепи. ВНИИОМШС Минуглепрома СССР. Стройиздат. 1983 г.
38. Справочник по проектированию ленточных конвейеров. М, Недра, 1986г.
39. Руководство по применению типовых сечений горных выработок для рудников цветной металлургии СССР.
40. ГОСТ 34028-2016. Прокат арматурный для железобетонных конструкций. Технические условия.
41. ГОСТ 10704-91. Межгосударственный стандарт. Трубы стальные электросварные прямошовные.
42. СН РК 5.03-07-2013 и СП РК 5.03-107-2013 Несущие и ограждающие конструкции.
43. Методические указания по наблюдению за сдвижением горных пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений. Согласован Приказом Комитета по гос.контролю за ЧС и ПБ РК от 22.09.2008г №39.
44. Инструкция по безопасному применению самоходного (нерельсового) оборудования в подземных рудниках. ВНИИЦветмет, Утвержден Госгортехнадзор СССР 20.06.1972г.
45. СНиП 82-02-95. Федеральные (типовые) элементы нормы расхода цемента при изготовлении бетонных и железобетонных изделий и конструкций.
46. ГОСТ 31108-2020. Цементы общестроительные. Технические условия.
47. ГОСТ 21985-76. Вещества взрывчатые промышленные. Аммонал скальный №1. Технические условия.
48. ГОСТ 6196-78. Взрывчатые вещества промышленные. Методы определения полноты детонации.
49. ГОСТ 23118-2019. Конструкции стальные строительные. Общие технические условия.
50. Маркшейдерские измерения и документация. Утвержден Госгортехнадзор СССР 10.03.1970г.
51. СНиП III-15-76. Строительные нормы и правила. Госстрой СССР.
52. СП РК 2.02-101-2022 Пожарная безопасность зданий и сооружений
СН РК 2.02-01-2023 Пожарная безопасность зданий и сооружений
53. СТ РК 1284-2004 Щебень и гравий из плотных горных пород для строительных работ.
54. ГОСТ 26633-2015 Бетоны тяжелые и мелкозернистые. Технические условия

55. СН 238-73. Указания по проектированию гидротехнических сооружений. Утвержден постановлением Госстрой СССР №188 от 14.11.1984г.
56. СНиП II 21-75. Бетонные и железобетонные конструкции.
57. СНиП II 94-80. Подземные горные выработки. Утвержден Госстрой СССР 31.12.1980г №232.
58. ГОСТ 8732-78. Трубы стальные бесшовные горячедеформированные. Межгосударственный стандарт.
59. ЗРК «О гражданской защите» от 11.04.2014г. №188-V.
60. Технический регламент «Общие требования к пожарной безопасности», утвержден Приказом Министра по чрезвычайным ситуациям Республики Казахстан от 17 августа 2021 года № 405
61. СН РК 3.03-22-2013. Промышленный транспорт. Утвержден Приказом Комитета по делам строительства, жилищно коммунального хозяйства и управления земельными ресурсами Министерства Национальной экономики Республики Казахстан от 29.12.2014 № 156-НҚ с 1 июля 2015 года.
62. СП РК 3.03-122-2013. Промышленный транспорт. Приказом Комитета по делам строительства, жилищно коммунального хозяйства и управления земельными ресурсами Министерства Национальной экономики Республики Казахстан от 29.12.2014 № 156-НҚ с 1 июля 2015 года.
63. СН РК 3.03-01-2013 и СП РК 3.03-101-2013 «Автомобильные дороги».
64. СП РК 3.02-121-2012 и СН РК 3.02-21-2011 Объекты общественного питания.
65. СН РК 2.01-01-2013 и СП РК 2.01-101-2013 «Защита строительных конструкций от коррозии».
66. МСН 2.04-03-2005. Защита от шума.
67. СП РК 2.04-104-2012. Естественное и искусственное освещение.
68. СП РК 3.01-103-2012 и СН РК 3.01-03-201. Генеральные планы промышленных предприятий.
69. СНиП III-11-77 - Подземные горные выработки. Част-3 – Правила производства и приемки работ. Глава-2 – Подземные горные выработки. –М.: Стройиздат, 1978. –59 с.
70. Нормы технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки. НТП РК.Приказ №46 КГК за ЧС и ПБ от 04.12.2008г.
71. Горно-геологический справочник по разработке рудных месторождений / под ред. А.М. Бейсебаева и др., Алматы, Информационно-презентационный центр МСК РК, 1997г.
72. Картозия Б.А. Шахтное и подземное строительство. Т.1. –М.: Академия горных наук, 2001. –582 с.

73. Кутузов Б.Н. Методы ведения взрывных работ. –Ч. 1. Разрушение горных пород взрывом: Учебник для ВУЗов. –М.: Издательство «Горная книга», 2007. – 471 с.
74. Ракишев Б.Р. Энергоемкость механического разрушения горных пород. –Алматы: Баспагер, 1998. -210 с.
75. Тамбиев П.Г. Развитие взрывного дела в Республике Казахстан. – Алматы: «ART DO», 2017. –424 с.
76. Тамбиев П.Г. Изготовление взрывчатых веществ из невзрывчатых компонентов и комплексная механизация взрывных работ. –Алматы: КИЦ ТОО «378», 2015. –392 с.
77. Ломоносов Г.Г. Производственные процессы подземной разработки рудных месторождений. –М.: «Горная книга», 2011. –517 с.
78. Картозия Б.А., Федунец В.И., Шуплик М.Н. и др. Шахтное и подземное строительство. –М.: издательство МГГУ, 2003. –Т1. –732 с.
79. Авдеев Ф.А., Барон В.Л., Гуров Н.В. и др. Нормативный справочник по буровзрывным работам. –М.: Недра, 1986. –511 с.
80. Миндели Э.О., Тюркян Р.А., Сооружение и углубка вертикальных стволов шахт. –М.: Недра, 1982. –312 с.
81. Покровский Н.М. Комплексы подземных горных выработок и сооружений. –М.: Недра, 1987. –248 с.
82. Кутузов Б.Н. Методы ведения взрывных работ. –Ч. 2. Взрывные работы в горном деле и промышленности: Учебник для ВУЗов. –М.: Издательство «Горная книга», 2008. – 512 с.
83. Ерофеев И.Е. Повышение эффективности буровзрывных работ на рудниках. –М.: Недра, 1988. –271 с.
84. Шехурдин В.К. Задачник по горным работам, проведению и креплению горных выработок. –М.: Недра, 1985. –240 с.
85. Миндели Э.О., Салганик В.А., Воротеля Г.А. и др. Методы и средства взрывной отбойки руды. –М.: Недра, 1977. –312 с.
86. Назарчик М.К., Комчугов А.А. Оптимальная величина недозаряда веерных комплектов скважин // Горный журнал. –1974. №10. –С. 76.
87. Демидюк Г.П., Бугайский А.Н. Средства механизации и технология взрывных работ с применением гранулированных взрывчатых веществ. –М.: Недра, 1979. –С. 28-29.
88. Кабетенов Т.К. Совершенствование скважинной отбойки при разработке наклонных и крутопадающих рудных тел малой и средней мощности. –Алматы: Экономика, 2014. –192 с.
89. Баренблатт Г.И., Ентов В.М., Рыжик В.М. Теория нестационарной фильтрации жидкости и газа. М.: Недра, 1972. 289 с.
90. Бочеввер Ф.М. Теория и практические методы гидрогеологических расчетов эксплуатационных запасов подземных вод. М.: Недра, 1968. 328 с.
91. Бочеввер Ф.М., Веригин Н.Н. Методическое пособие по расчётам эксплуатационных запасов подземных вод для водоснабжения. М.: Госстройиздат, 1961. 199 с.

92. Водопонижение в строительстве. М.: Стройиздат, 1971. 183 с.
93. Гидродинамические и физико-химические свойства горных пород / Н.Н. Веригин, С.В. Васильев, В.С. Саркисян, Б.С. Шержуков. М.: Недра, 1977. 272 с.
94. Руководство по дренированию карьерных полей: Раздел 3,4. Л.: Изд-во ВНИМИ, 1968. 212 с.
95. Справочник по специальным функциям с формулами, графиками и математическими таблицами / Под ред. М. Абрамовица, И. Стиган. М.: Наука, 1979. 832 с.
96. Справочное руководство гидрогеолога / Под ред. В.М. Максимова. М.: Недра, 1967. Т. 1. 592 с.
97. Theis C.V. The relation between the lowering of the piezometric surface and the rate and duration of discharge of a well using ground-water storage // Transaction. American Geophysical Union. 1935. Vol. 16. P. 519-524.
98. Горное дело. Энциклопедический справочник. Том IV. Проведение и крепление горных выработок. – Москва, Углетехиздат, 1958, с 230-236
99. Требуш Ю.П. Шахтное и подземное строительство. Технология проведения горных выработок. Конспект лекций. ФГАОУ ВО СФУ, ИГДГГ. Красноярск, 2018, с 361-366.
100. «Выбор и расчет крепей и обделок подземных сооружений» КГТУ. Кемерово, 2010.
101. О.А. Байконуров «Комплексная механизация подземной разработки руд», Москва «Недра» 1981
102. СП РК 2.03-30-2017 «Строительство в сейсмических зонах».
103. СН РК 4.01-03-2011 Водоотведение. Наружные сети и сооружения