



АҚ АКЦИОНЕРЛІК КОМПАНИЯСЫ

«АЛТЫНАЛМАС»

АО АКЦИОНЕРНАЯ КОМПАНИЯ

ПРОЕКТ

**План горных работ разработки
месторождения Аксакал подземным способом
(корректировка ранее выполненных проектов)**

(ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА)

Заказ 03-2025/06

**ТОМ 1
КНИГА 1**

Главный исполнительный
Директор по производству
АО «АК Алтыналмас»

Р.В. Водопшин

Начальник отдела сопровождения
проектов недропользования
АО «АК Алтыналмас»

Т.С. Каженов

г. Алматы, 2025 год

СПИСОК ИСПОЛНИТЕЛЕЙ:

Начальник отдела сопровождения
проектов недропользования

Т.С. Каженов

Ведущий горный инженер
проектировщик

Д.И. Гончаров

Ведущий горный инженер
проектировщик

П.Т. Амангельдиева

Проект «План горных работ разработки месторождения «Аксакал» подземным способом (корректировка ранее выполненных проектов)» выполнен отделом сопровождения проектов недропользования АО «АК Алтыналмас».

Основанием для выполнения проектных работ Исполнителем является Государственная лицензия № 13000966 на проектирование и производства, взрывных работ для добычи полезных ископаемых, ликвидационные работы по закрытию рудников и шахт, ведение технологических работ на месторождениях, вскрытие и разработка месторождений твердых полезных ископаемых открытым и подземным способами, проектирование добычи твердых полезных ископаемых (за исключением общераспространенных полезных ископаемых), составление проектов и технологических регламентов на разработку месторождений твердых полезных ископаемых, добыча твердых полезных ископаемых (за исключением общераспространенных полезных ископаемых), выданная 28 января 2013 года Комитетом промышленности Министерства индустрии и новых технологий Республики Казахстан на имя АО «АК Алтыналмас» (приложение 2)

Настоящий проект составлен в соответствии с государственными нормами, правилами, стандартами, действующими на территории РК, Кодексом РК от 27 декабря 2017 года № 125-VI «О недрах и недропользовании».

**Начальник отдела сопровождения
проектов недропользования**

Т.С. Каженов

СОСТАВ ПРОЕКТА

№ тома	№ книги	Наименование	Исполнитель
Том 1	Книга 1	Пояснительная записка «План горных работ разработки месторождения «Аксакал» подземным способом (корректировка ранее выполненных проектов)»	Отдел сопровождения проектов недропользования АО «АК Алтыналмас»
	Книга 2	Графические приложения к пояснительной записке к проекту «План горных работ разработки месторождения «Аксакал» подземным способом (корректировка ранее выполненных проектов)»	
Том 2	Книга 1	Пояснительная записка «План ликвидации последствий ведения горных работ разработки месторождения «Аксакал» подземным способом».	
	Книга 2	Графические приложения к пояснительной записке к проекту «План ликвидации последствий ведения горных работ разработки месторождения «Аксакал» подземным способом»	
-	-	Декларация промышленной безопасности	-
-	-	Оценка воздействия на окружающую среду (ОВОС)	
	-	Приложения к ОВОС	

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	13
1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ	15
2. ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ	17
2.1 Особенности геологического строения.....	17
2.2. Геологическая характеристика и запасы месторождения «Аксакал».....	17
2.3. Горнотехнические и гидрогеологические условия эксплуатации месторождений ..	18
2.4. Эксплуатационная разведка	18
3. ГОРНАЯ ЧАСТЬ	23
3.1. Горнотехнические условия и общая характеристика месторождения «Аксакал».	23
3.2. Меры охраны зданий, сооружений от вредного влияния горных разработок.	23
3.2.1. Сдвигение горного массива и земной поверхности.....	23
3.3. Существующее состояние горных работ.....	33
3.4. Производственная мощность рудника.....	34
3.5. Срок отработки месторождения	35
3.6. Вскрытие месторождения.....	36
3.7 Горнокапитальные работы.....	40
3.7.1 Расчет необходимого количества самоходного горного оборудования для проходки НТС.....	52
3.7.2 Расчет параметров БВР при проходческих работах.....	60
3.7.3. Крепление.....	69
3.8. Системы разработки.....	70
3.8.1. Этажно-камерная система разработки с послойной отбойкой руды глубокими скважинами с применением комплекса «Алимак» (от 45 ⁰)	70
3.8.2. Подэтажно-камерная система разработки с торцевым выпуском руды силой взрыва (30-500)	73
3.8.3. Параметры буровзрывных работ (БВР) очистных работ.....	75
3.9. Потери и разубоживание.	79
3.9.1. Расчет потерь и разубоживания	79
3.9.2. Геолого-маркшейдерское обслуживание очистных работ	85
3.10. Отвалообразование	85
3.10.1. Проектные решения по отвалообразованию.....	85
3.10.2. Расчет устойчивости откоса отвалов.....	88
3.10.3 Расчет бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте	89
3.10.3.1 Расчет производительности бульдозера Shantui SD23	92
3.10.4 Технология и организация работ при автомобильно-бульдозерном отвалообразовании.	93
3.11. Рациональное использование и охрана недр.....	93
3.12. Календарный план строительства и эксплуатации рудника	95
3.13. Транспортировка горной массы.....	97
3.14 Вентиляция.....	99
3.14.1. Определение необходимого количества воздуха при проходке НТС.....	102
3.14.2. Выбор ВМП при проходке НТС	105
3.14.3. Определение необходимого количества воздуха при проходческих и добычных работах	106
3.14.4. Расчет депрессий	112
3.14.5. Выбор вентилятора главного проветривания	114
3.14.6. Калориферы.....	114

3.15. Водоотлив.....	116
3.15.1. Водоотлив при проходке НТС	118
3.15.2. Водоотлив при эксплуатации рудника.....	123
3.16. Водоснабжение	130
3.16.1. Определение необходимого количества воды для технических нужд при проходке НТС	130
3.16.2. Определение необходимого количества воды для технических нужд при проходческих и добычных работах	130
3.17. Воздухоснабжение.....	131
3.17.1. Воздухоснабжение при проходке НТС	134
3.17.2. Воздухоснабжение при проходческих и добычных работах	137
3.18. Электроснабжение.....	139
3.18.1. Электроснабжение при проходке НТС.....	140
3.18.2. Электроснабжение при проходческих и добычных работах.....	142
3.18.3. Электроснабжение стационарного электрооборудования	145
3.19. Связь и сигнализация	151
4. ГОРНОМЕХАНИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ	153
4.1. Общие сведения.....	153
4.2. Подъемные установки.....	153
4.2.1. Назначение подъемных установок.....	153
4.2.2. Классификация подъемных установок.....	153
4.2.3. Устройство подъемных установок.....	156
4.2.4. Расчет скиповой подъемной установки.....	157
4.3. Надшахтные здания и копры.	162
4.4. Околоствольные дворы.	162
4.5. Ремонтная служба.....	163
4.6. Складское хозяйство.	164
4.7. Механизация горных, вспомогательных, ремонтных и погрузо-разгрузочных работ.....	164
4.8. Автоматизация.....	167
4.9. Антикоррозийная защита.	169
5. ЭКОЛОГИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ ПЛАНА ГОРНЫХ РАБОТ	170
5.1 Оценка воздействия планируемой деятельности на окружающую среду.....	170
5.1.1 Применение специальных методов разработки месторождений в целях сохранения целостности земель с учетом технической, технологической, экологической и экономической целесообразности.....	170
5.2 Предотвращение техногенного опустынивания земель	171
5.3 Применение предупредительных мер от проявлений опасных техногенных процессов при разработке месторождения Аксакал.....	172
5.4 Охрана недр от обводнения, пожаров и других стихийных факторов, осложняющих эксплуатацию и разработку месторождения	173
5.5 Предотвращение загрязнения недр, при подземном хранении веществ и материалов, захоронении вредных веществ и отходов при разработке месторождения Аксакал.....	174
5.6 Обеспечение экологических и санитарно-эпидемиологических требований при складировании и размещении отходов	175
5.7 Сокращение территорий нарушаемых и отчуждаемых земель путем опережающего до начала работ строительства автомобильных дорог по рациональной схеме, а также использования других методов, включая кустовой способ строительства	

скважин, применение технологий с внутренним терриконообразованием, использование отходов добычи и переработки минерального сырья	176
5.8 Предотвращение ветровой эрозии почвы, терриконов вскрышных пород и отходов производства, их окисления и самовозгорания.....	176
5.9 Очистка и повторное использование буровых растворов	176
5.10 Ликвидация остатков буровых и горюче-смазочных материалов экологически безопасным способом.....	177

6. ПРОМЫШЛЕННАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ И ОХРАНА ТРУДА ПЛАНА ГОРНЫХ РАБОТ	153
6.1 Промышленная безопасность и санитария.....	180
6.1.1 Общие требования.....	180
6.1.2 Мероприятия по предупреждению чрезвычайных ситуаций и безопасному ведению подземных горных работ	181
6.1.3 Мероприятия по обеспечению промышленной безопасности при эксплуатации подъемных механизмов	184
6.1.4 Мероприятия по обеспечению промышленной безопасности при эксплуатации электровозов, вагонеток.....	184
6.1.5 Мероприятия по обеспечению промышленной безопасности при эксплуатации раздаточной камеры и транспортировке ВМ.....	187
6.1.6 Мероприятия по обеспечению промышленной безопасности при внезапных прорывах воды, выбросов газов и горных ударов	188
6.1.7 Обеспечение промышленной безопасности на электроустановках	188
6.2 Медицинская помощь	190
6.3 Пожарная безопасность	190
6.4 Мероприятия по улучшению состава рудничной атмосферы, совершенствования технологии ведения горных работ и использование средств и индивидуальной защиты, направленных на предупреждение профессиональных заболеваний и производственного травматизма	191
6.5 Оценка радиационной обстановки.....	192
7. АРХИТЕКТУРНО-СТРОИТЕЛЬНЫЕ РЕШЕНИЯ	193
8. ИНЖЕНЕРНОЕ ОБОРУДОВАНИЕ, СЕТИ И СИСТЕМЫ	194
8.1. Теплоснабжение.....	194
8.2. Сброс хозяйственно-бытовых сточных вод, шахтных вод и утилизация твердых бытовых отходов	194
9. УПРАВЛЕНИЕ ПРОИЗВОДСТВОМ, ПРЕДПРИЯТИЕМ, ОРГАНИЗАЦИЯ УСЛОВИЙ ТРУДА РАБОТНИКОВ.	195
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ.....	197
ПРИЛОЖЕНИЯ.....	199
Приложение 1. Задание на проектирование	200
Приложение 2. Государственная лицензия на проектирование	203
Приложение 3. Горный отвод.....	204

СПИСОК ГРАФИЧЕСКИХ МАТЕРИАЛОВ

№ п.п.	Обозначение	Название	Лист
1	03-2025/06-ПГР	Общие данные	1
2	03-2025/06-ПГР	Генплан месторождения «Аксакал»	2
3	03-2025/06-ПГР	Совмещенный план НТС	3
4	03-2025/06-ПГР	План горизонта +460 м (30)	4
5	03-2025/06-ПГР	План горизонта +370 м (120)	5
6	03-2025/06-ПГР	План горизонта +290 м (200)	6
7	03-2025/06-ПГР	План горизонта +210 м (280)	7
8	03-2025/06-ПГР	План горизонта +130 м (360)	8
9	03-2025/06-ПГР	План горизонта +50 м (440)	9
10	03-2025/06-ПГР	План горизонта 0 м (490)	10
11	03-2025/06-ПГР	Профиль 8	11
12	03-2025/06-ПГР	Профиль 10	12
13	03-2025/06-ПГР	Профиль 12	13
14	03-2025/06-ПГР	Профиль 14	14
15	03-2025/06-ПГР	Профиль 16	15
16	03-2025/06-ПГР	Профиль 18	16
17	03-2025/06-ПГР	Профиль 20	17
18	03-2025/06-ПГР	Профиль 22	18
19	03-2025/06-ПГР	Профиль 24	19
20	03-2025/06-ПГР	Профиль 26	20
21	03-2025/06-ПГР	Профиль 28	21
22	03-2025/06-ПГР	Профиль 30	22
23	03-2025/06-ПГР	Профиль 32	23
24	03-2025/06-ПГР	Профиль 34	24
25	03-2025/06-ПГР	Профиль 36	25
26	03-2025/06-ПГР	Профиль 38	26
27	03-2025/06-ПГР	Профиль 40	27
28	03-2025/06-ПГР	Профиль 42	28
29	03-2025/06-ПГР	Продольная проекция на вертикальную плоскость жилы "Аксакал"	29
30	03-2025/06-ПГР	Продольная проекция на вертикальную плоскость жилы "№9"	30
31	03-2025/06-ПГР	Схема вскрытия и вентиляции	31
32	03-2025/06-ПГР	Схема проветривания НТС	32
33	03-2025/06-ПГР	Схема водоотлива	33
34	03-2025/06-ПГР	Схема электроснабжения	34
35	03-2025/06-ПГР	Паспорт БВР	35.1.
36	03-2025/06-ПГР	Паспорт БВР	35.2.
37	03-2025/06-ПГР	Типовые сечения выработок	36
38	03-2025/06-ПГР	Отработка выемочного блока жилы "Аксакал"	37
39	03-2025/06-ПГР	Отработка выемочного блока жилы "Параллельная"	38
40	03-2025/06-ПГР	Отработка выемочного блока жилы "Крутая"	39
41	03-2025/06-ПГР	Выемочной блок жилы «№9»	40
42	03-2025/06-ПГР	Траншея наклонного съезда	41
43	03-2025/06-ПГР	Портал НТС – арматурный чертеж	42
44	03-2025/06-ПГР	Портал НТС – опалубочный чертеж	43

№ п.п.	Обозначение	Название	Лист
45	03-2025/06-ПГР	Камера ремонта самоходного оборудования	44
46	03-2025/06-ПГР	Насосная камера	45

СПИСОК ТАБЛИЦ

Таблица 1. Границы горного и земельного отвода	16
Таблица 2. Объемы горных выработок, пройденных на месторождений «Аксакал» в стадии их разведки	34
Таблица 3. Параметры производительности рудника Аксакал	36
Таблица 4. Укрупненный расчет затрат по 1 варианту вскрытия.....	37
Таблица 5. Укрупненный расчет затрат по 2 варианту вскрытия.....	38
Таблица 6. Объемы горно-капитальных работ НТС	46
Таблица 7. Гор. +460 м (30).....	48
Таблица 8. Гор. +370 м (120).....	49
Таблица 9. Гор. +290 м (200).....	49
Таблица 10. Гор. +210 м (280).....	50
Таблица 11. Гор. +130 м (360).....	50
Таблица 12. Гор. +50 м (440).....	51
Таблица 13. Гор. +0,0 м (490).....	51
Таблица 14. Исходные данные для расчета производительности СБУ	53
Таблица 15. Расчет производительности СБУ.....	54
Таблица 16. Исходные данные для расчета производительности ПДМ.....	55
Таблица 17. Сводная таблица расчета производительности ПДМ.....	56
Таблица 18. Исходные данные для расчета производительности автосамосвалов МТ-2010 для проходки наклонного съезда	57
Таблица 19. Сводная таблица расчета производительности автосамосвала МТ-2010 при проходке НТС	59
Таблица 20. Сводная таблица расчета БВР на проходческие работы гор. +460 м (30).....	63
Таблица 21. Сводная таблица расчета БВР на проходческие работы	65
Таблица 22. Системы отработки жил месторождения Аксакал.....	70
Таблица 23. Техничко-экономические показатели выемочных блоков по жиле "Крутая" при этажно-камерной системе разработки с послойной отбойкой руды.....	72
Таблица 24. Техничко-экономические показатели выемочных блоков по жиле "№9" при этажно-камерной системе разработки с послойной отбойкой руды.....	72
Таблица 25. Техничко-экономические показатели выемочных блоков по жиле "Параллельная" при этажно-камерной системе разработки с послойной отбойкой руды... 73	73
Таблица 26. Техничко-экономические показатели выемочного блока по жиле "Аксакал" при подэтажно-камерной системе разработки с торцевым выпуском руды силой взрыва.....	75
Таблица 27. Техничко-экономические показатели БВР	77
Таблица 28. Исходные данные и расчетные показатели параметров БВР при подэтажно- камерной системе разработки с торцевым выпуском руды силой взрыва.	78
Таблица 29. Принятые проектом потери и разубоживание.....	84
Таблица 30. Результаты Теста Удельного Кислотообразования	86
Таблица 31. Техническая характеристика ПМ-130.....	87
Таблица 32. Параметры отвалов	89
Таблица 33. Объем горнопроходческих работ в период строительства	96
Таблица 34. Сводная таблица расчета производительности ПДМ.....	98
Таблица 35. Сводная таблица расчета производительности автосамосвала МТ-2010.....	98
Таблица 36. Технические характеристики ВМП ВМЭ-8.....	106
Таблица 37. Расчет депрессии вентилятора.....	113
Таблица 38. Техническая характеристика вентилятора ВО-21К.....	115
Таблица 39. Основные технические показатели водоотлива при проходке НТС.....	122
Таблица 40. Основные технические показатели водоотлива при эксплуатации рудника НТС	127
Таблица 41. Основные технические показатели воздухообеспечения при проходке НТС ..	137
Таблица 42. Основные технические показатели при проходческих и добычных работах	139

Таблица 43. Необходимые материалы для электроснабжения при проходке НТС.....	142
Таблица 44. Необходимые материалы для электроснабжения при проходческих и добычных работах	144
Таблица 45. Необходимые материалы для электроснабжения стационарных потребителей	148
Таблица 46. Основные технические показатели подъемной машины МПП-9.....	161
Таблица 47. Технические характеристики СБУ	165
Таблица 48. Технические характеристики ПДМ ST-7 и автосамосвала МТ -2010.....	166
Таблица 49. Возможные нештатные (аварийные) ситуации на промплощадке (на дневной поверхности) рудника и необходимые мероприятия для их предотвращения	195
Таблица 50. Штатное расписание рудника «Аксакал»	195

СПИСОК ИЛЛЮСТРАЦИЙ

Рисунок 1. Геологические профили с нанесением проектных скважин	20
Рисунок 2. 3D модель месторождения Аксакал с проектными скважинами.....	22
Рисунок 3. Технологическая схема автомобильно-бульдозерного отвалообразования.....	91

ВВЕДЕНИЕ

Данный проект «План горных работ разработки месторождения «Аксакал» подземным способом (корректировка ранее выполненных проектов)» (далее - Проект) выполнен в полном соответствии с требованиями задания на проектирование (приложение 1) отделом сопровождения проектов недропользования АО «АК Алтыналмас».

Основанием для выполнения проектных работ Исполнителем является Государственная лицензия № 13000966 на проектирование и производства, взрывных работ для добычи полезных ископаемых, ликвидационные работы по закрытию рудников и шахт, ведение технологических работ на месторождениях, вскрытие и разработка месторождений твердых полезных ископаемых открытым и подземным способами, проектирование добычи твердых полезных ископаемых (за исключением общераспространенных полезных ископаемых), составление проектов и технологических регламентов на разработку месторождений твердых полезных ископаемых, добыча твердых полезных ископаемых (за исключением общераспространенных полезных ископаемых), выданная 28 января 2013 года Комитетом промышленности Министерства индустрии и новых технологий Республики Казахстан на имя АО «АК Алтыналмас».

В качестве исходных данных использованы следующие материалы:

1. Техничко-экономический расчет «Совместная отработка месторождений Бескембир и Аксакал с единым поверхностным комплексом». Институт «Средазнипроцветмет», 1991 г.
2. Проект на строительство II очереди Акбакайского ГОКа. Институт «Средазнипроцветмет», 1991 г.
3. Проект «Совместная разработка месторождений Бескембир и Аксакал» (I очередь). ПКО ГРК «АБС-Балхаш», 2001 г.
4. Проект «Разработка месторождений Бескембир и Аксакал». ТОО «Inter Gold Capital», 2007 г.
5. Проект «Разработка месторождений Аксакал (корректировка ранее выполненных проектов)», ДГП «Институт горного дела им. Д.А. Кунаева», 2009 г.
6. План горных работ месторождения «Аксакал» (корректировка ранее выполненных проектов), Проектный отдел АО «АК Алтыналмас» 2020 г.

В основу проекта положены балансовые запасы по состоянию на 1 января 2012 года.

Основной задачей проекта является увеличение годовой мощности разработки месторождений «Аксакал». Это в свою очередь непосредственно зависит от схемы вскрытия с оценкой стоимости объемов горно-капитальных работ.

В результате соответствующих проработок по размерам капитальных затрат в проекте принят вариант по раздельной разработке месторождения «Аксакал» с расчетным сроком *эксплуатации рудника 14,7 лет*, путем вскрытия запасов наклонно-транспортным съездом и углубки ствола шах. «Главная» до глубины отм. +0,0 м (490) м на производительность до 200 тыс. тонн в год. На горизонтах +450 м (40), +370 м (120), +290 м (200), +210 м (280), +130 м (360), +50 м (440) и 0,0 м (490) проходятся соединительные квершлагги. При этом высота этажа между горизонтами 80 м. На восточном и западном флангах месторождения «Аксакал» будут пройдены вентиляционные восстающие.

Для обеспечения выхода рудника «Аксакал» на проектную производительность (200 тыс. тн.) в эксплуатации и строительства также: осуществляется углубка ствола шах. «Главная» и переоснащается на скиповой подъем до глубины 490 м; а на его флангах на поверхность проходятся восстающие выработки для вентиляционных целей.

Общий объем горно-капитальных выработок по принятому в проекте варианту вскрытия и отработки месторождения «Аксакал» составляет **90 825,7 м³**.

В увязке с проектной производительностью рудника по добыче руды 200 тыс. тонн в год и принятой в проекте схемой вскрытия, вновь рассмотрены и приняты решения по следующим вопросам в других разделах проекта: системы разработки, календарный план строительства и эксплуатации, вентиляция, горно-механические установки, надшахтные

комплексы, водоотлив, электроснабжение. Эти решения будут обеспечивать производительную работу горного предприятия.

В состав проекта в виде отдельных томов входят также два специальных раздела: декларация промышленной безопасности и оценка воздействия на окружающую среду, выполненные с привлечением специализированных организаций.

Выполнен выбор и обоснование параметров систем разработки.

Выполнен расчет параметров БВР и производительности состава технологического оборудования.

На всех технологических процессах используется комплекс самоходного оборудования на дизельном ходу, обеспечивающий мобильность и высокую производительность.

Для своевременного обеспечения вскрытыми запасами определены объемы горно-капитальных работ и разработан график их выполнения.

Проектом предусмотрены санитарно-гигиенические мероприятия, предложены меры по безопасному ведению горных работ и охране недр, мероприятия по предупреждению чрезвычайных ситуаций и экологических требований.

1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Месторождение «Аксакал» расположено в северной части Южного Казахстана в Жамбылской области в 300 км к юго-западу от г. Балхаш.

Ближайшая железнодорожная станция Кияхты расположена в 110 км восточнее месторождений и соединена с ним асфальтированной дорогой.

В географическом отношении месторождения расположены в пределах Чу-Балхашского водораздела. Рельеф – сглаженный мелкосопочник. Абсолютные отметки поверхности в районе месторождений составляют 500 м с относительными превышениями 3–5 м. Район не сейсмичен.

Гидрографическая сеть развита слабо – постоянных водотоков нет. Источниками хозяйственного и питьевого водоснабжения служат подземные воды. В районе разведаны месторождения подземных вод: Бескемпир, Байтальское и Сарыбулак-2 для хозяйственно-питьевого и технического водоснабжения. В связи с дефицитом воды в регионе силами АО «АК Алтыналмас» производится строительство водовода протяжённостью 74 км от Сарыбулакского водозабора.

Климат района резко-континентальный, присущий зоне полупустынь и сухих степей, засушливый, с частыми сильными ветрами (15 м/сек).

Характерные черты климата – избыточная инсоляция и длительный период перегрева в тёплый период года, сравнительно низкий температурный фон зимой. В зимний период года преобладают ветры север-северо-восточного, северо-восточного и восточного направлений, в летний период – восточного и северо-восточного направлений. Максимальная температура наиболее жаркого месяца – июля составляет 32°C, наиболее холодного месяца – января – -14 °C. Зима малоснежная. Сумма годовых осадков 152 мм. Основное количество осадков выпадает в весеннее время.

Экономически район освоен слабо. Территория его не заселена и используется для отгонного животноводства. На площади месторождения почвенный слой тонкий (не превышает 0,15-0,20 м), почти лишенный растительности. Земли не имеют существенного сельскохозяйственного значения. Земледелие в районе не планируется. Основные перспективы его развития связаны с развитием горнодобывающей промышленности.

Горный и земельный отводы

АО «АК Алтыналмас» имеет акт на право частной собственности на земельный участок площадью 31,85 га и право временной собственности на условиях аренды сроком на 45 лет на земельный участок площадью 202,4 га. Общая площадь частного пользования и арендуемых земельных отводов составляет 234,25 га. Земли относятся к государственному земельному запасу в Мойынкумском районе Жамбылской области (бывшие пастбищные угодья Талдыозекского производственного кооператива), земли считаются непригодными для сельского хозяйства.

Горный отвод на право недропользования для добычи золота на месторождении Аксакал-Бескемпир выдан АО «АК Алтыналмас» Комитетом геологии и недропользования Министерства индустрии и новых технологий в 2018 году (приложение 3).

Площадь горного отвода – 5,203 км². Глубина горного отвода – 650м (абсолютная отметка -150м).

Таблица 1. Границы горного и земельного отвода

Угловые точки	Координаты угловых точек участков					
	Северная широта			Восточная долгота		
	гр.	мин.	сек.	гр.	мин.	сек.
1	45	07	23.32	72	43	08.26
2	45	07	35.00	72	44	00.90
3	45	07	26.70	72	44	22.50
4	45	06	51.68	72	44	51.31
5	45	06	44.07	72	44	57.03
6	45	06	25.04	72	44	30.04
7	45	06	18.01	72	43	41.07
8	45	06	38.11	72	42	26.16
9	45	07	08.58	72	42	39.67

Поверхностные здания и сооружения

Основными существующие объекты: административно-бытовые комбинаты № 1 и № 2, промплощадка ствола шахты «Главная» (копер с надшахтным зданием, подъем), главная понизительная подстанция ГПП-110/10/6 кВ, внутриплощадочные автодороги.

Проектом предусмотрено строительство новых объектов на промплощадке НТС, вентиляционный восстающий, здание калориферная, склад ППМ и бытовое здание. Общий размер промплощадки этой шахты равен 0,5 га (уточнится при рабочем проектировании).

Для установки вентиляторов главного проветривания ВОД-21 предусмотрено строительство двух зданий объемом 40 м³.

Горизонтальная планировка на территории рудника «Аксакал» не проводилась. Существующие грунтовые автомобильные дороги удовлетворяют небольшие потребности предприятия.

Инженерная защита территории

Как отмечено выше, рельеф промплощадки рудника «Аксакал» представлен сглаженным мелкосопочником. Абсолютные отметки поверхности в районе месторождений составляют 490 м с относительным превышением 3–5 м. Район не сейсмичен. Зима малоснежная. Сумма годовых осадков 152 мм. Основное их количество выпадает в весеннее время.

Поэтому в подобных природно-климатических условиях специальной инженерной защиты территории предприятия не требуется.

2. ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

2.1 Особенности геологического строения

Акбакайское рудное поле, в пределах которого расположены месторождения «Акбакай», «Карьерное», «Кенжем», «Бескемпир», «Аксакал» и др., находится в пределах Чу-Илийского рудного пояса в Жалаир-Найманской палеорифтовой синклинойной структуре, протягивающейся в северо-западном направлении более чем на 600 км.

Рудное поле вытянуто в том же направлении на 15 км, ширина его 3,5-4,0 км.

В геологическом строении рудного поля принимают участие терригенно-осадочные породы ордовика - толща переслаивающихся песчаников, алевролитов, конгломератов, гравелитов и эффузивно-осадочные породы девона – туфы, туфопесчаники.

Отложения кайнозоя представлены глинами, суглинками, такырно-солончаковыми и элювиально-делювиальными образованиями.

Интрузивные образования представлены гранитоидными и габбродиоритовыми комплексами девонского возраста.

Постдевонские субвулканический и дайковый комплексы представлены мелкими телами кварцевых порфиров, гранит-порфиров и дайками гранодиоритовых, диоритовых и диабазовых порфиритов, лампрофиров.

Породы рудного поля осложнены многочисленными разно ориентированными нарушениями от региональных разломов древнего заложения (Кенгирский) и долгоживущих разломов второго порядка (Бескемпирский, Долинный и др.) до оперяющих разрывов, трещин отрыва, скола и трещинных структур.

Важнейшими рудоконтролирующими структурами являются оперяющие трещины скола или отрыва. Протяженность их до 2-3 км. Падение, разнонаправленное под углами от 40-45 до 60-85°. Важную роль в контроле положения рудных тел играют дайки.

2.2. Геологическая характеристика и запасы месторождения «Аксакал»

Месторождение Аксакал находится в 1,2 км к югу от месторождения Бескемпир и в 4 км к юго-востоку от месторождения Акбакай.

В пределах месторождения разведаны жилы № 9, Крутая, Аксакал и штокверковая залежь Загадка.

Простираание жил северо-западное (жила № 9 - северо-восточное).

Падение под углами от 40-55° (жила Аксакал), и до 70 - 85° (жилы Крутая и № 9). Основные запасы руды (около 70%) сосредоточены в жиле Аксакал.

Мощности жил меняются от 0,4 до 8 м. составляя в среднем 0,8 - 1,6 м.

Средняя протяженность жил по простираанию порядка 500 м. по падению - 200 - 650 м. Контакты рудных тел с вмещающими породами визуально определимы.

Руды месторождения Аксакал относятся к золотокварцевой умеренно сульфидной формации. Минеральный тип - золотомышьяковый.

Промышленная ценность руд определяется наличием в них золота, а также попутно извлекаемого серебра.

Золото мелкое и тонкодисперсное. Свободного золота в рудах мало (7-10 %). Содержание его по жилам изменяется от 1 до 12 г/т и в среднем составляет 8,7 г/т.

Серебро присутствует в виде примеси в золоте и в самостоятельных формах. Среднее содержание в рудах - до 2,9 г/т.

Вредной примесью является мышьяк, среднее содержание его по месторождению составляет 0,82 %.

По сложности геологического строения месторождение отнесено к 3 группе.

К проектированию принимаются запасы золотосодержащих руд месторождения Аксакал, по состоянию на 01.01.18 г. в следующих цифрах:

Запасы	Ед. изм.	Балансовые запасы категории		Забалансовые запасы
		C ₁	C ₂	
Руды	тыс.т	1329,5	348,4	243,7
Золота	кг	11707,7	2428,9	723
Серебра	тонн	4,3	06	0,5
Среднее содержание зо лота	г/т	8,7	7.0	2,97
серебра	г/т	3,1	1,6	2,05

2.3. Горнотехнические и гидрогеологические условия эксплуатации месторождений

Рудные тела месторождения «Аксакал» представлены кварцевыми жилами с зольбандами березитов в роговиках. Вмещающие породы и руды характеризуются высокой крепостью и устойчивостью. Значения коэффициентов крепости по шкале профессора М.М. Протоdjяконова составляют: для кварцевых руд – 16-18; березитов – 11-14; даек лампрофиров – 11-12; гранодиоритов – 14-16; терригенных пород – 13-14. Наиболее ослабленными являются участки сопряжения кварцевых жил, а также контакты их с рудоконтролирующими дайками.

Руды не склонны к слеживанию, размоканию, вспучиванию, самовозгоранию. По содержанию свободного кремнезема (30-40%) они силикозоопасны.

Естественная радиоактивность пород находится в пределах фоновых значений:

- диоритовые порфириты – 10-15 мкр/час;
- гранодиориты – 25-31 мкр/час;
- рудные тела – 20-30 мкр/час.

Объемная масса руд – 2,73 т/м³, вмещающих пород – 2,7 т/м³, коэффициент разрыхления одинаков и составляет 1,6. Естественная влажность руд и пород не превышает 1,5%.

Гидрогеологические условия отработки простые. Водоносные горизонты в пределах рудного поля и вблизи его отсутствуют, что исключает залповые прорывы воды в выработки. Воды трещинного типа. Фактический водопиток в подземные выработки при проведении геологоразведочных работ составлял от 7 до 17 м³/час; по расчетам максимально ожидаемые притоки в зависимости от глубины составят: 35 м³/час на глубине 200 м, 52,6 м³/час на глубине 300 м и 70 м³/час на глубине 400 м.

Подземные воды агрессивны по отношению к бетону с несulfостойким цементом. Углекислой агрессией воды не обладают.

Минерализация воды 0,7-7,6 г/л и зависит от количества выпавших осадков.

2.4. Эксплуатационная разведка

На месторождении выполнен значительный объем геологоразведочных работ. В то же время следует отметить наличие преобладающей доли запасов категории C₂ в общих запасах месторождения. В создавшейся ситуации большое значение имеет выполнение разведочных работ конечной стадии изучения месторождения.

Задачи, методика и объемы эксплуатационной разведки (опережающей и сопровождающей) при отработке месторождения Аксакал в проекте определены в соответствии с «Временными методическими указаниями и нормативами для эксплуатационной разведки месторождений золота» (г. Чита, 1977 г.).

Эксплуатационные разведочные работы на месторождении выполняются с целью:

- детального оконтуривания эксплуатационных блоков, достижения равномерности разведочной сети и определения сплошности оруденения по падению и простиранию;

- подсчета эксплуатационных запасов по блокам, сопоставления данных буровых и горных работ на представительных блоках, ограниченных эксплуатационно-разведочными горными выработками;
- уточнения физико-механических и технологических свойств руд, а также геолого-технологического картирования первичных руд месторождения;
- осуществления контроля за качеством добываемой руды;
- уточнения расчета величин потерь и разубоживания и т.д.

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

Опережающая эксплуатационная разведка осуществляется путем предварительной подготовки эксплуатационных блоков с уточнением в процессе подготовки их параметров, количества и качества запасов (по данным геологической документации и опробования выработок). В результате, на стадии опережающей эксплуатационной разведки, вместе с проходкой комплекса подготовительных выработок, достигается достаточная разведанность очередных участков (блоков) для планирования добычных работ и контроля за качеством и количеством запасов, подготовленных к выемке.

По нормативам (Временные методические указания и нормативы для эксплуатационной разведки месторождений золота, г. Чита, 1977г., табл. 3.2, стр. 44-45) удельный объем выработок эксплуатационной разведки для золоторудных месторождений подземным способом отработки жил мощностью до 3 м, сложных, с весьма неравномерным распределением золота составит:

- опережающая эксплуатационная разведка – 3 м на 1000 т подготавливаемых запасов;
- сопровождающая эксплуатационная разведка – 1 м на 1000 т подготавливаемых запасов.

При годовой проектной производительности по добыче руды в 200 тыс. тонн объем опережающей эксплуатационной разведки составит 29300 п.м. колонковых скважин, сопровождающей эксплуатационной разведки – 23552 м³.

Проходка разведочных штреков опережающей эксплоразведки предусматривается на участках тектонических дизъюнктивных нарушений и на участках рудных тел с мощностью больше ширины горной выработки. Расстояние между ортами – не более 10-20 м.

Во всех выработках производится бороздовое опробование стенок или забоев. Максимальное расстояние между пробами составляет до 4 м в соответствии с протоколом ГКЗ РК № 453-05-КУ от 28 октября 2005 г. Бороздовые пробы в штреках отбираются по забою, в восстающих и штреках – по двум стенкам. Сечение борозды предусматривается 5 x 10 см. Керн скважин опробуется на всю длину с распиловкой. Одна половинка керна направляется в лабораторию для проведения анализа, вторая – сдается на хранение. Длина секции опробования будет выбираться в зависимости от мощности жил, прожилков, зон гидротермального изменения вмещающих пород в диапазоне длин 0,5 – 1,0 м, в среднем 0,7 м.

Объем опробования при опережающей эксплуатационной разведке составит:

- На 2027 г. - по штрекам – 7000 п.м. или 2500 проб;
- На 2028 г. – по штрекам – 8000 п.м. или 3000 проб;
- На 2029 г. – по штрекам – 10000 п.м. или 5000 проб;
- На 2030 г. – по штрекам – 2500 п.м. или 600 проб;
- На 2031 г. – по штрекам – 1800 п.м. или 700 проб;
- Всего – 29300 п.м или – 11800 проб.

Сопровождающая эксплуатационная разведка заключается в систематическом опробовании очистных забоев бороздовым, а добытой руды в вагонетках – горстевым способами. К объемам сопровождающей разведки целесообразно отнести также опробование всех горно-подготовительных выработок (штреков и восстающих). Рекомендуемый объем опробования при сопровождающей эксплоразведке – 20 проб на

1000 т добычи (Временные методические указания и нормативы для эксплуатационной разведки месторождений золота, г. Чита, 1977 г., табл. 3.2, стр. 44-45). Расстояние между пробам по восстанию 5 м, по простиранию – 3 м.

Общий объем опробовательских работ составит - 1689 проб в год.

Все пробы будут анализироваться на содержание золота.

Общий объем химико-аналитических работ (пробирные анализы на золото), с учетом 10% на внешний и внутренний контроль, составит 1858 анализов.

Обработка и анализ проб производятся в Акбакайской пробирно-аналитической лаборатории.

Для изучения физико-механических свойств руд и вмещающих пород предполагается отбор целиков из горных выработок (50 проб), а также отбор малых лабораторных проб для уточнения параметров переработки (10 проб).

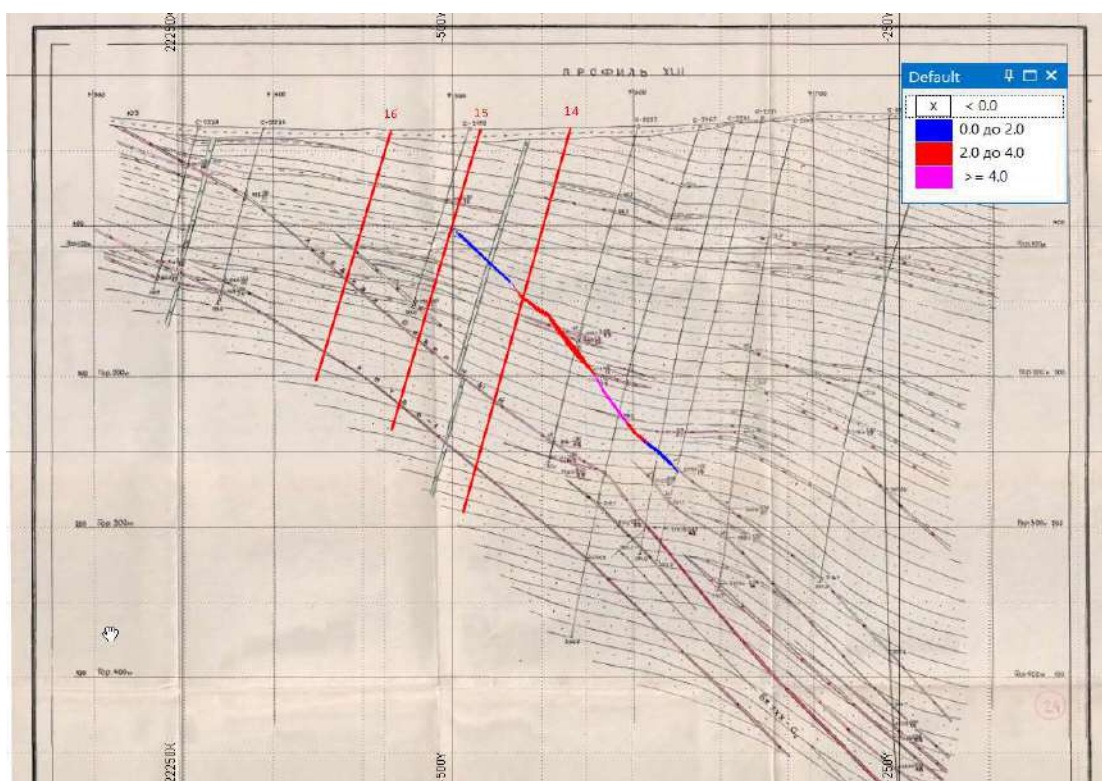
При проведении опережающей и сопровождающей эксплуатационной разведки, а также при понижении фронта очистных работ будет продолжено изучение гидрогеологических и инженерно-геологических условий разработки месторождения.

Геолого-маркшейдерское обслуживание эксплоразведочных и добычных работ будет осуществляться соответствующими службами рудника. В штате службы предусмотрены: старшие геолог и маркшейдер, участковые геолог и маркшейдер, рабочие на геологических и маркшейдерских работах, пробоотборщики.

Кроме эксплуатационной разведки, проводимой при отработке запасов, с целью доразведки, сгущения разведочной сети и приведения геологической информации о запасах месторождения в соответствие с требованиями стандартов KAZRC, будут выполнены работы по доизучению месторождения в пределах горного отвода:

- бурение колонковых скважин - 39 скважин глубиной до 440 м, всего 6100 п.м.;
- расчистка и пере опробование исторических разведочных канав;
- топографическая привязка скважин и канав;
- аналитические работы, внешний и внутренний контроль;
- исследования (технологическое картирование, геотехнические исследования).

Рисунок 1. Геологические профили с нанесением проектных скважин



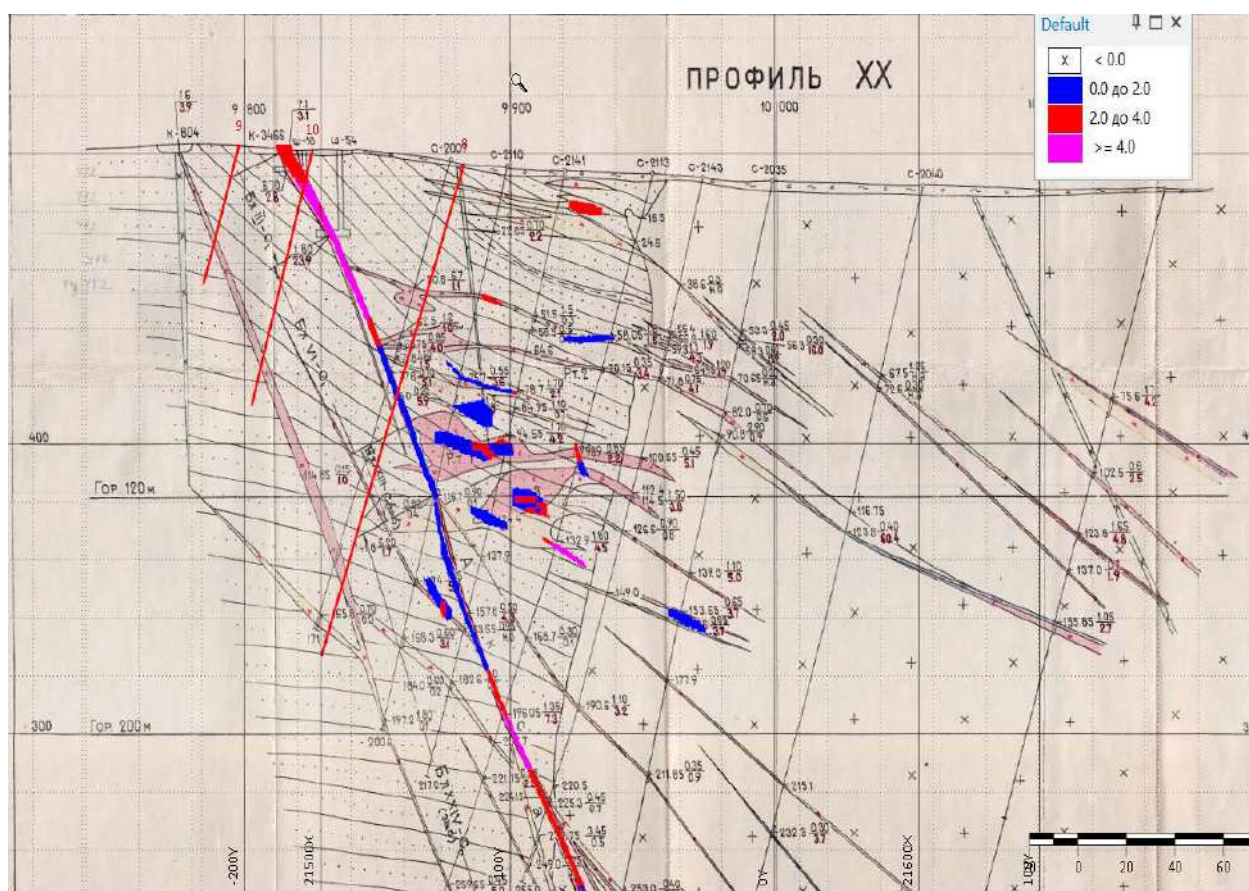
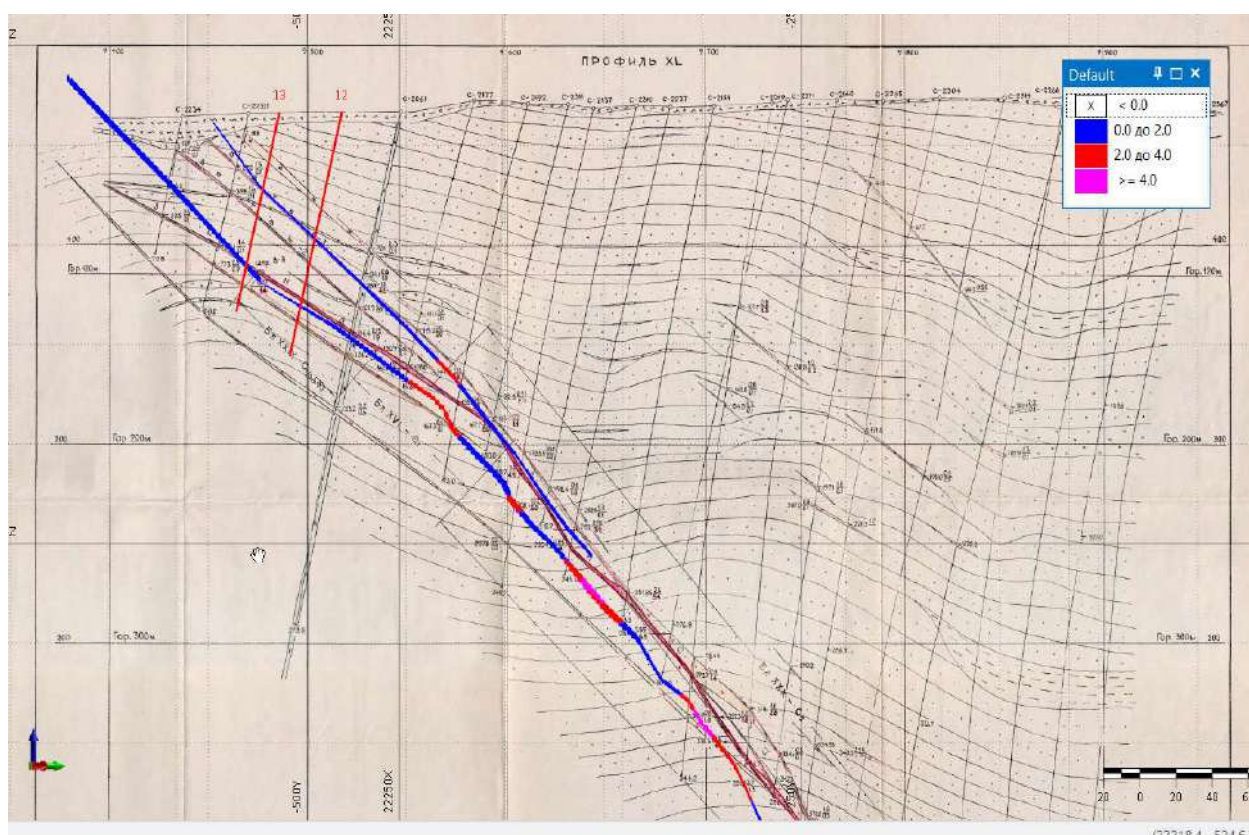
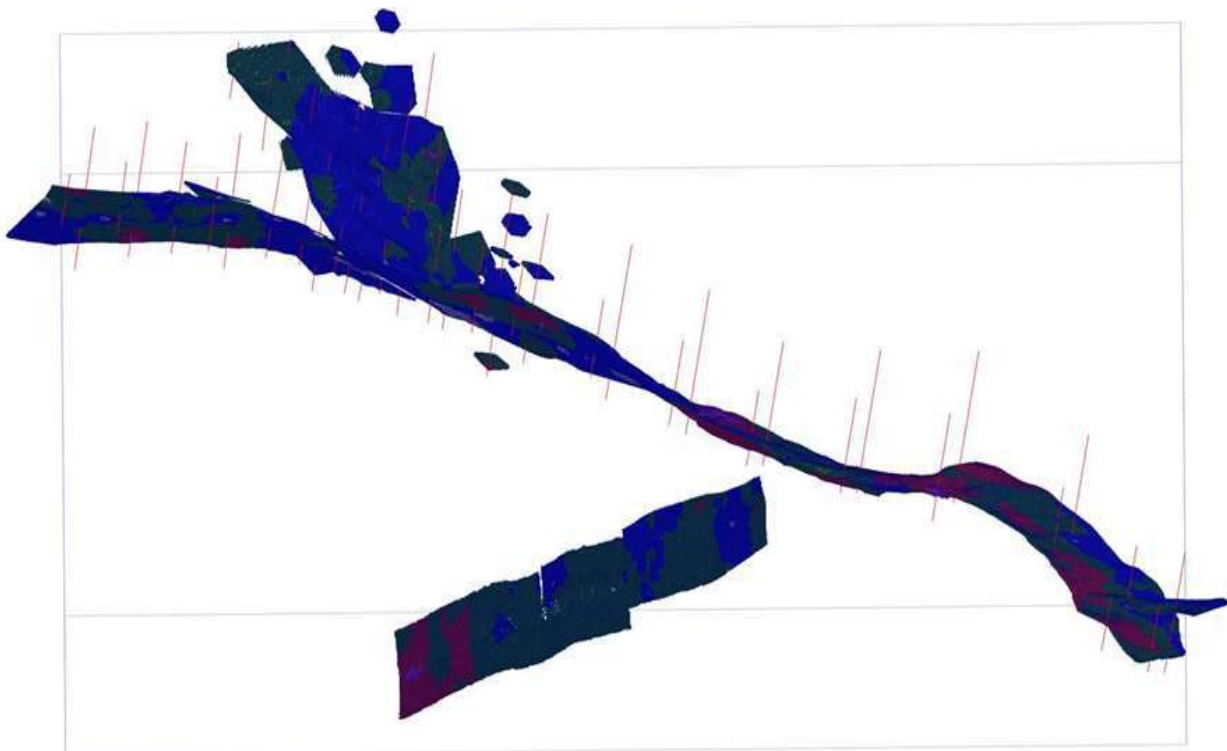


Рисунок 2. 3D модель месторождения Аксакал с проектными скважинами



По результатам этих работ будут разработаны новые кондиции для подсчета запасов как открытой, так и подземной добычи, учитывающие изменение экономики проекта, цен на материалы, энергоносители, товарную продукцию, а также внедрение новых технологий добычи и переработки руды.

3. ГОРНАЯ ЧАСТЬ

3.1. Горнотехнические условия и общая характеристика месторождения «Аксакал»

Запасы участка «Аксакал» сосредоточены в четырех жилах: «Аксакал», «Крутая», № 9 и «Параллельная»; причем основная часть (около 70%) приходится на жилу «Аксакал». Размеры шахтного поля:

- жила «Аксакал» по простиранию 1040 м, по падению 650 м;
- жила «Крутая» по простиранию 400 м, по падению 365 м;
- жила «№ 9 и Параллельная» по простиранию 500 м, по падению 200 м.

Угол падения жилы «Аксакал» – 45-55°, жилы «Крутая» – 68-80°, жилы «№ 9 и Параллельная» – 75-85°.

Средняя мощность жил: «Аксакал» – 1,63 м, жилы «Крутая» – 0,76 м, жилы № 9 – 0,84 м, «Параллельная» – 1,6 м

Крепость вмещающих пород по шкале профессора М.М. Протоdjяконова 11-14, руды 16-17. Объемная плотность руд и пород 2,73 т/м³. Коэффициент разрыхления 1,6. Среднее значение прочности на сжатие у гранодиоритов составляет $\sigma_{сж}=1380$ кг/см², у орговиковых песчаниках $\sigma_{сж}=16290$ кг/см², у кварцевых руд $\sigma_{сж}=1700$ кг/см², у березитов $\sigma_{сж}=1278$ кг/см², у лампрофиров $\sigma_{сж}=918$ кг/см².

Руда не слеживается и не самовозгорается; руды и породы силикозоопасны.

3.2. 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:

- горные меры, уменьшающие деформации горных пород в земной поверхности (полная или частичная закладка выработанного пространства, неполная по мощности или площади выемка руды, применение специального порядка и последовательности отработки запасов под охраняемыми объектами, засыпка воронок обрушения и провалов;
- конструктивные меры, уменьшающие вредное влияние процессов сдвижения земной поверхности при деформациях основания, превышающих критические значения.

Зона, в которой возможно внезапное образование провалов и воронок, оконтуривается по точкам пересечения земной поверхности линиями, проведенными от нижних границ или характерных точек выработанного пространства под углами:

- со стороны висячего бока $\beta_v=70^\circ$;
- со стороны лежачего бока $\gamma_v=70^\circ$ равняется углу падения рудного тела, но не более;
- по простиранию $\delta_v=75^\circ$.

3.2.1. Сдвижение горного массива и земной поверхности

Верхние горизонты месторождения «Аксакал» до глубины 20 м от поверхности отработаны открытым способом, на нижних горизонтах ведение очистных работ предусматривается подземным способом. Подземная разработка рудного месторождения неизбежно сопровождается деформированием горного массива, а по мере увеличения выработанного пространства процесс сдвижения может достигать земной поверхности.

С учетом горнотехнических условий месторождения в целом отрабатывается комбинированным способом. Рудные жилы отрабатываются до отметки 0,00 системами с обрушением. На формы проявления, характер и параметры процесса сдвижения горных пород и земной поверхности повлияют следующие факторы:

- форма и размеры выработанного пространства;
- глубина разработки;
- физико-механические свойства руд и пород;
- углы падения рудных жил и вмещающих пород;
- системы разработки;
- обводненность.

Конкретные исследования и расчеты по определению углов сдвижения и зоны обрушения месторождения «Аксакал» не проводились. В связи с этим и на основании физико-механических свойств горных пород и руд, а также на основании исследовательским наблюдениям и расчетам по определению углов сдвижения и зон обрушения, проведенные на месторождении «Акбакай» научной группой КазПТИ 1993 г и специалистами Акбакайского ГОКа (основные физико-механические параметры руд и пород месторождения «Акбакай» и «Аксакал» сильно не отличаются) углы сдвижения пород по всем направлениям по отношению к рудным телам приняты:

- по коренным породам 75^0 ;
- в наносах – 50^0 .

Характер сдвижения массива горных пород рассматривается на условие применения для отработки жил «Аксакал», «Крутая», №9 и «Параллельная» при Этажно-камерной системе разработки.

На формы проявления, характер и параметры процесса сдвижения горных пород и земной поверхности влияют следующие факторы:

- глубина разработки обрабатываемых жил;
- форма и размеры выемочного (очистного) пространства при отработке рудных жил;
- физико-механические свойства руд и вмещающих пород.

На основании «Временных правил охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных разработок... (ВНИМИ 1986г), Ленинград, а также «Указаний по охране сооружений и окружающей среды от вредного влияния горных разработок месторождения Акбакай» КазНТУ, г. Алматы, 1994г, с учетом физико-механических свойств пород Акбакайского месторождения приняты для построения зон сдвижения углы $\beta = \delta_1 = 70^0$ и $\varphi = 75^0$ (пункт 1.7).

Оценка сдвижения горных пород осуществляется при решении следующих задач:

- построение зон сдвижения и обрушения и выхода контуров этих зон на поверхность;
- построение предохранительных целиков поверхностных и подземных сооружений;
- определение зон опасных сдвижений при отработке слепых рудных тел, т.е. определение высоты затухания само обрушения (самоподбучивания) пород над отработанным пространством.

Существующие поверхностные объекты и проектируемые подземные сооружения расположены вне зоны сдвижения горных пород.

Определение зон опасных сдвижений при отработке слепых рудных жил осуществлено по методике, изложенной во «Временных правилах охраны сооружений...».

Устойчивое обнажение пород всячего бока в выемочных единицах (ВЕ) при отработке рудных тел восточного фланга Акбакайского месторождения будет иметь вид наклонного плоского прямоугольника, защемленного по всему периметру. Для оценки устойчивости этой кровли воспользуемся предложенным проф. Д.В. Слесаревым методом эквивалентных пролетов, суть которого заключается в оценке устойчивости кровли незакрепленной выработки постоянной ширины и неограниченно большой длины:

Эквивалентный пролет определяется по формуле:

$$l_3 = \frac{L_n \times L_{np}}{\sqrt{L_n^2 + L_{np}^2}}, \text{ м.}$$

где: L_n и L_{np} – размеры обнажения пород всячего бока соответственно по падению и по простиранию рудного тела.

Критерием устойчивости обнажения явится неравенство

$$\ell_3 \leq \ell^0,$$

где: ℓ^0 - предельный пролет выработки большой длины перед обрушением, определенный расчетным путем.

С учетом угла падения (α) рудного тела допустимый пролет устойчивого обнажения принимает следующее значение:

$$\ell^0 = 0,02 \times (32 \times \alpha^\circ) \times \ell_{гор}, \text{ м}$$

где: $\ell_{гор}$ - горизонтальное простирание рудного тела по падению;

α° - угол падения жилы.

Выполненные в течение ряда лет в ВНИМИ проф. 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 300 м от поверхности) любого месторождения, предельный пролет обнажения пород всякого 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_d) 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_d) должен уменьшаться вдвое.

Определение размеров выемочных единиц (ВЕ) 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.

Показатели физико-механических свойств пород, приняты по данным «Проекта строительства II очереди Акбакайского горно-обогатительного комбината», г. Ташкент НИПИцветмет», Средазнипроцветмет, а также по «Справочнику по горнорудному делу» под редакцией В.А. Гребенюка, Я.С. Пыжьянова, И.А. Ерофеева, Москва, Недра, 1983 г., по «Справочнику по горнорудному делу», «Государственное НТИ литературы по горнорудному делу», Москва 1960г., и «Предварительному отчету с оперативным подсчетом запасов восточного фланга месторождения «Акбакай», г. Алматы, 2003г», для аналогичных пород. Перечень условных обозначений, входящих в формулы:

H – глубина разработки, м;

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

$m_{норм}$ – нормальная мощность рудного тела, м;

$L_{бл}$ – длина блока, м;

$L_{кам}$ – длина выемочной единицы (ВЕ), очистной камеры, м;

$h_{эт}$ – высота этажа, м;

h^{BE} – высота выемочной единицы, м;

ℓ_n^{BE} – длина ВЕ по падению, м;

ℓ_n^γ – наклонная длина рудного тела по падению рудного тела при общей высоте этажа, м;

α° – угол наклона плоскости рудного тела, угол падения, градус;

ℓ_0 – предельно допустимый устойчивый пролет наклонного обнажения, м;

$\ell_{гор}$ – предельно допустимый устойчивый пролет горизонтального обнажения, м;

γ – средний объемный вес пород налегающей толщи, МН/м²;

$\sigma_{сж}$ – прочность пород в образце на сжатие, МН/м²;

$\sigma_{раст}$ – прочность пород в образце при растяжении, МН/м²;

ϕ – угол внутреннего трения пород, град;

$K_{стр.}$ – коэффициент структурного ослабления, учитывающий снижение прочности пород в реальном массиве по отношению к прочности в образце;

f – коэффициент крепости пород, по М.М. Протодяконову.

В соответствии с принятой системой разработки для маломощных (m – от 0,8 м до 2,0 м), пологопадающих (угол падения от 45° до 80°) рудных тел – Этажно-камерная система разработки и транспортировкой отбиваемой руды с помощью самоходного оборудования – параметры системы следующие:

- Высота этажа – 80 м;
- Высота камеры по простиранию – 89 м «Аксакал», 74 м №9 и «Параллельная», 75 м «Крутая»;
- Ср. мощность жил: «Аксакал» – 1,63 м, жилы «Крутая» – 0,76 м, жилы № 9 – 0,84 м, «Параллельная» – 1,6 м;
- Угол падения – «Аксакал» – 55° , жилы «Крутая» – 75° , жилы № 9 – 80° , «Параллельная» – 80° ;
- Наклонная длина блока по падению – $h_{бл.} = 113$ м «Аксакал», $h_{бл.} = 85$ «Крутая», $h_{бл.} = 83$ м, $h_{бл.} = 81$ м №9 и «Параллельная».

Длина выемочной единицы (камеры) по простиранию: при крутопадающих жилах $L_\partial = 33,0$ м, при пологопадающих жилах $L_\partial = 100$ м (длина блока 400 м). При известных параметрах выемочной единицы (очистной камеры), заданных в зависимости от конкретных горно-геологических условий, от применяемой системы разработки, а также от используемого при работе оборудования, величина устойчивого пролета обнажения по простиранию определяется по формуле:

$$L_3 = \frac{L_n \times L_d}{\sqrt{L_n^2 + L_d^2}}, \text{ м.}$$

А) Определение величины зоны опасных сдвижений над выработанным пространством

Определение допустимого пролета обнажений для условий месторождения «Аксакал» выполним следующим образом.

Величина горизонтальной проекции рудного тела при минимальных габаритах комплекса «Алимак» составляет 2,1 м.

- «Аксакал» $m = 1,63 + 0,3 = 1,9$ м;
- «Крутая» $m = 0,76 + 0,3 = 1,1$ м;
- № 9 $m = 0,84 + 0,3 = 1,1$ м;
- «Параллельная» $m = 1,6 + 0,3 = 1,9$ м.

Где, 0,3 – прихват породы при отбойке.

$$\ell_1 = \ell \times \cos \alpha + m \times \sin \alpha;$$

$$\ell_2 = \ell \times \sin \alpha.$$

где: ℓ , м – размер выработанного пространства по падению – зависит от угла падения рудного тела.

При высоте этажа $h_{мэ} = 80$ м и $m = 2,1$ м

- «Аксакал» $\alpha = 45^\circ$ - $\ell = 92$ м;
- «Крутая» $\alpha = 75^\circ$ - $\ell = 78$ м;
- №9 и «Параллельная» $\alpha = 80^\circ$ - $\ell = 77$ м;
- Отсюда:
- При $\alpha = 45^\circ$:

$$\ell_1 = 107 \times 0,707 + 2,1 \times 0,707 = 77,13 \text{ м}$$

$$\ell_2 = 107 \times 0,707 = 75,65 \text{ м.}$$

- при $\alpha = 75^\circ$:

$$\ell_1 = 78 \times 0,259 + 1,1 \times 0,966 = 21,26 \text{ м;}$$

$$\ell_2 = 78 \times 0,966 = 75,35 \text{ м;}$$

- при $\alpha = 80^\circ$:

$$\ell_1 = 77 \times 0,174 + 1,1 \times 0,985 = 14,48 \text{ м};$$

$$\ell_2 = 77 \times 0,985 = 75,85 \text{ м};$$

$$\ell_1 = 77 \times 0,174 + 1,9 \times 0,985 = 15,27 \text{ м};$$

$$\ell_2 = 77 \times 0,985 = 75,85 \text{ м}.$$

Определим величину предельного пролета обнажения очистного пространства в зависимости от угла падения жилы (α°) и его горизонтального проложения ($\ell_1 = \ell_{гор.}$):

$$\ell_0 = 0,02 \times (32^\circ + \alpha) \times \ell_{гор.}, \text{ м}$$

- при $\alpha = 45^\circ$ и $\ell_{гор.} = 77,13$ м: $\ell_0 = 0,02 \times (32+45) \times 77,13 = 118,78 \text{ м};$
- при $\alpha = 75^\circ$ и $\ell_{гор.} = 22,23$ м: $\ell_0 = 0,02 \times (32+75) \times 21,26 = 45,5 \text{ м};$
- при $\alpha = 80^\circ$ и $\ell_{гор.} = 15,47$ м: $\ell_0 = 0,02 \times (32+80) \times 14,48 = 32,45 \text{ м};$

$$\ell_0 = 0,02 \times (32+80) \times 15,27 = 34,2 \text{ м}.$$

Определим величину эквивалентного обнажения при тех же параметрах и обнажении пород висячего бока по простирацию на 33,0 м (длина ВЕ по простирацию без междукламерного целика).

$$l_3^\alpha = \frac{30l_{гор.}}{\sqrt{30^2 + l_{гор.}^2}}, \text{ м}$$

$$l_3^{45} = \frac{30 \times 77,13}{\sqrt{30^2 + 77,13^2}} = 27,96 \text{ м}.$$

$$l_3^{75} = \frac{30 \times 21,26}{\sqrt{30^2 + 21,26^2}} = 17,35 \text{ м}.$$

$$l_3^{80} = \frac{30 \times 14,48}{\sqrt{30^2 + 14,48^2}} = 13,04 \text{ м}.$$

$$l_3^{80} = \frac{30 \times 15,27}{\sqrt{30^2 + 15,27^2}} = 13,61 \text{ м}.$$

Критерием устойчивости обнажения является неравенство

$$\ell_3 \leq \ell_0.$$

Определим зону опасных сдвижений над выработанным очистным пространством при тех же параметрах:

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

где: S_p – площадь выработанного пространства на разрезе вкост простираия рудного тела;

l_1 – величина горизонтальной проекции рудного тела;

K_2 – коэффициент, определяемый по таблице 9, при $f = 14$ $K_2 = 8,5$

- При $\alpha = 45^\circ$, $\ell_{гор.} = 77,13$ м; $S_p^{45} = 2,1 \times 107 = 224,7 \text{ м}^2$;

$$h_{o.c.}^{45} = 8,5 \times \frac{224,7}{77,13} = 24,76 \text{ м};$$

- При $\alpha = 75^\circ$, $\ell_{гор.} = 21,26$ м; $S_p^{75} = 1,1 \times 78 = 85,8 \text{ м}^2$;

$$h_{o.c.}^{75} = 8,5 \times \frac{85,8}{21,26} = 34,3 \text{ м};$$

- При $\alpha = 80^\circ$, $\ell_{гор.} = 14,48$ м; $S_p^{80} = 1,1 \times 77 = 84,7 \text{ м}^2$;

$$h_{o.c.}^{80} = 8,5 \times \frac{84,7}{14,48} = 49,72 \text{ м};$$

$$\ell_{гор.} = 15,27 \text{ м}; \quad S_p^{80} = 1,9 \times 77 = 146,3 \text{ м}^2;$$

$$h_{o.c.}^{80} = 8,5 \times \frac{146,3}{15,27} = 81,44 \text{ м}.$$

Определим фактическую допустимую глубину верхней границы выработанного пространства, считая от границы выветрелых пород и рыхлых отложений, исключаящую провал земной поверхности:

$$H' > K_I \times \ell, \text{ м}.$$

Где H' – фактическая допустимая глубина;

K_I – коэффициент, учитывающий прочностные свойства горных пород, определяется по таблице 3 «Временных правил...», $K_I = 1,2$;

- При $\alpha = 45^\circ$; $\ell_{,45} = 27,96 \text{ м}$. $H' > 1,2 \times 27,96 = 33,55 \text{ м};$
- При $\alpha = 75^\circ$; $\ell_{,75} = 17,35 \text{ м}$. $H' > 1,2 \times 17,35 = 20,82 \text{ м};$
- При $\alpha = 80^\circ$; $\ell_{,80} = 13,04 \text{ м}$. $H' > 1,2 \times 13,04 = 15,65 \text{ м};$
 $\ell_{,80} = 13,61 \text{ м}$ $H' > 1,2 \times 13,61 = 16,33 \text{ м}.$

Таким образом, из расчетов получено, что при крепости пород $f=14$, мощности рудного тела $m_{ср.} = 0,76-1,63 \text{ м}$, при отработке рудных жил месторождения «Аксакал» величина зоны опасных сдвижений не зависит от длины выработанного очистного пространства по простиранию и составляет:

Угол наклона	$h_{o.c.м}$ при высоте этажа $H_{эт.} = 80 \text{ м}$	$h_{o.c.}$ принимается, м
При $\alpha=45^\circ$	24,76	34,0
При $\alpha=75^\circ$	34,3	21,0
При $\alpha=80^\circ$	49,72	16,0
	81,44	16

Для дальнейших графических построений зоны опасных сдвижений над выработанным очистным пространством принимаем следующие параметры:

«Аксакал»

1. Величина зоны опасных сдвижений – $h_{o.c.} = 24,76 \text{ м};$
2. Нижний угол зоны опасных сдвижений висячего бока – $\beta_{o.c.} = 75^\circ;$
3. Верхний угол зоны опасных сдвижений висячего бока – $\gamma_{o.c.} = 75^\circ;$
4. Фактическая допустимая глубина верхней границы выработанного пространства – $H' = 34 \text{ м}.$

«Крутая»

1. Величина зоны опасных сдвижений – $h_{o.c.} = 34,3 \text{ м};$
2. Нижний угол зоны опасных сдвижений висячего бока – $\beta_{o.c.} = 75^\circ;$
3. Верхний угол зоны опасных сдвижений висячего бока – $\gamma_{o.c.} = 75^\circ;$
4. Фактическая допустимая глубина верхней границы выработанного пространства – $H' = 21,0 \text{ м}.$

№9 и «Параллельная»

1. Величина зоны опасных сдвижений – $h_{o.c.} = 49,72 \text{ и } 81,44 \text{ м};$
2. Нижний угол зоны опасных сдвижений висячего бока – $\beta_{o.c.} = 75^\circ;$
3. Верхний угол зоны опасных сдвижений висячего бока – $\gamma_{o.c.} = 75^\circ;$
4. Фактическая допустимая глубина верхней границы выработанного пространства – $H' = 16,0 \text{ м}.$

Б) Расчет предохранительных целиков

Расчет целиков заключается в определении параметров, при которых величины возможных действующих напряжений, в опасных сечениях несущих элементов, не превышают предельно допустимых величин этих напряжений.

В общем виде расчет целиков различного назначения включает в себя:

- определение величины статистических нагрузок, действующих на конструктивные элементы системы разработки;
- определение необходимого запаса прочности, учитывающего возможные отклонения фактически действующих напряжений, прочности пород от их средних расчетных величин;
- корректировку расчетных параметров с учетом влияния от взрывных работ;
- определение параметров несущих элементов, соответствующих максимально допустимой величине возможных действующих нагрузок в опасных сечениях (в том числе при выемке целиков).

В) Надштрековые и подштрековые целики

Подштрековые целики предусматриваются при отработке крутопадающей жилы ("Крутая", №9 и «Параллельная») и только в штреках подсечки.

Размеры подштрековых целиков приняты, исходя, из опыта отработки и составляет 4 м вертикальная высота и 33 м длина на всю длину блока.

Расчет параметров надштрековых и подштрековых целиков транспортных штреков не предусматриваются, потому что все транспортные выработки проходятся полевым методом по породе.

В расчете размеров надштрековых и подштрековых целиков при отработке пологопадающих жил ("Аксакал") нет необходимости по следующим причинам:

- полевая подготовка блока;
- очистные работы производятся механизированным способом.

Г) Расчет размеров междукammerных целиков

Междукammerные целики предусматриваются при отработке пологопадающей жилы ("Аксакал").

Расчет выполнен по «Методическим указаниям по определению размеров камер и целиков при подземной разработке месторождений руд цветных металлов», ВНИПИГорцветмет, Чита, 1988г.

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

$\gamma_p = 2,73$ мн/м³, средний объемный вес руд;

H - средняя глубина отработки блока от нижней границы блока до верхней границы;

m – мощность рудного тела, максимальная отбиваемая;

$m_{гор.}$ – горизонтальная мощность рудного тела;

α – угол падения рудного тела;

$L_{кам.}$ – длина камеры по простиранию без учета МКЦ, $L_{кам.} = 95,0$ м;

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

μ - коэффициент Пуассона, $\mu = 0,23$;

$\sigma_{ст.}^\circ$ – прочность пород на сжатие в образце, $\sigma_{ст.}^\circ = 120,6$ МПа;

$K_{стр.}$ – коэффициент структурного ослабления, $K_{стр.} = 0,3$;

$K_{вр.}$ – коэффициент, учитывающий влияние времени, $K_{вр.} = 0,7$;

$K_{зап.}$ – коэффициент запаса прочности, $K_{зап.} = 1,87$;

$m_{истм}$ – истинная мощность рудного тела;

K_k – средняя величина концентрации напряжений на участке зоны опорного движения шириной x ;

h - высота изолированного междукammerного целика;

v – длина (мощность) междукammerного целика;

a – ширина целика по простиранию.

1. Определим величину вертикальных и горизонтальных нагрузок на целик

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

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

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

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

E – угол между нормалью к плоскости контакта и направлением действия равнодействующей силы R , град.

$$E = \alpha + \delta - 90^\circ, \text{ град.}$$

Где, $\delta = \arctg \times \frac{P_B}{P_\Gamma}$.

$$\Delta K_K^x = \frac{0,2 \times m_{\text{гор}}}{0,5 \times m_{\text{гор}}^2 + 0,08 \times m_{\text{гор}}}.$$

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

Отсюда:

$$\Delta K_K^x = \frac{0,2 \times 1,95}{0,5 \times 1,95^2 + 0,08 \times 1,95} = 0,19$$

$$K_K = 1 + \frac{0,19 + 2,4}{2} = 2,3$$

$$P_B = 0,027 \times 170 \times \frac{15}{1} \times 2,3 \times \left(5 + \frac{15 \times 95}{15 + 95 \times 1} \right) = 2843,2 \text{ МН.}$$

$$P_\Gamma = 0,027 \times 170 \times 0,3 \times 15 \times 2,3 \times \left(5 + \frac{15 \times 95}{15 + 95} \right) = 853 \text{ МН.}$$

$$R = \sqrt{2843,2^2 + 853^2} = 2968,4 \text{ МН.}$$

$$\delta = \arctg \times \frac{2843,2}{853} = 730$$

$$E = 450 + 730 - 90^\circ = 280.$$

3. Вычисляем коэффициент ослабления междукammerного целика (МКЦ)

$$K_{\text{осл}} = \frac{(a - a_v - 0,4) \times (h_{\text{пр}} - h_p - 0,4)}{a \times h_{\text{пр}}}$$

Где a_v – ширина восстающего, $a_v = 2,0$ м;

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

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

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

Условие предельной прочности целика:

$$\frac{R \times \sin \alpha \times \cos E}{a \times h \times K_{\text{осл}}} \leq \frac{\sigma_{\text{ст}}^0 \times K_{\text{стр}} \times K_{\text{вр}} \times K_{\text{ф}}}{K_{\text{зап}}}.$$

$$K_{\phi} = \sqrt{\frac{a}{m_{\text{ист}}}}$$

$$K_{\phi} = \sqrt{\frac{5}{1,6}} = 1,76$$

$$\frac{2968,4 \times 0,707 \times 0,883}{5 \times 15 \times 0,27} \leq \frac{120,6 \times 0,3 \times 0,7 \times 1,76}{1,87}$$

$$16,2 \leq 26,0$$

Согласно «Методических указаний...» минимально допустимая ширина МКЦ при блоковой подготовке рудных тел должна составлять, при мощности рудного тела менее 2,0м- 5,0 м.

Примечание: Средняя глубина разработки блока принята:

- для жил с углом падения 45° $H = 170$ м (с учетом двух горизонтов по падению жилы).

Перед тем, как приступить к отработке блока третьего горизонта с низу кровля отработанных камер верхнего блока погашается для создания подушки безопасности.

При трудных горно-геологических условиях вместо посадки кровли отработанных камер верхнего блока увеличить ширину рудного целика до 7 метров.

Д) Прогнозный расчет состояния поверхности после выпуска руды

При системах с обрушением налегающих пород производится расчет выхода воронки на поверхность после окончания очистных работ на панели 71 согласно "Методике расчета и построения возможных зон обрушения на земной поверхности", составленной на основании отчета по теме сдвижения горных пород под влиянием подземных разработок в условиях Лениногорского полиметаллического комбината научно - исследовательским сектором УК СДИ под руководством П.А. Шишкова.

$$h_{\text{в}} = H - (H - h_{\text{бл.}}) \times k_p, \text{ м.}$$

$$h_{\text{в}} = 490 - (490 - 2,1) \times 1,6 = -290,64 \text{ м.}$$

Где: $h_{\text{в}}$ – глубина воронки провала, м;

$h_{\text{бл.}}$ – высота панели, $h_{\text{бл.}} = 2,1$ м;

H – высота от днища панели до поверхности, $H = 490$ м;

k_p – коэффициент разрыхления налегающих пород, $k_p = 1,6$;

Из расчета видно, что воронка не выйдет на поверхность.

Из расчета следует, что глубину воронки определить окончательно нельзя, так как по данной формуле мы имеем отрицательное значение.

Ж) Расчет допустимого времени обнажения кровли и параметров предохранительной подушки.

Ширина камер, обеспечивающая устойчивость потолочины на время ее обнажения, определяется по методике доктора технических наук Г.М. Малахова:

$$m = 0,8 \sqrt{\frac{74100 \times f \times h_n}{(0,13t^2 + 2,4t + 9,4) \times H^{1,142}}}, \text{ м.}$$

На основании этой формулы определяем допустимую продолжительность обнажения потолочины камеры при ее данной ширине:

$$t = \frac{-2,4 + \sqrt{0,87 + \frac{24660 \times f \times h_1}{m^2 \times H^{1,142}}}}{0,26}, \text{ мес.}$$

Где, h_1 – толщина потолочины камер. $h_1 = 410$ м;

f – коэффициент крепости пород по шкале М.М. Протоdjяконова ($f=14$);

t – продолжительность обнажения потолочины, мес;

H – глубина разработки, $H=490$ м;

m – ширина камеры, $m=33$ м.

$$t = \frac{-2,4 + \sqrt{0,87 + \frac{24660 \times 14 \times 410}{33^2 \times 4901,142}}}{0,26} = 31,3 \text{ мес.}$$

Внимание! Согласно производственных расчетов, обрушение потолочины камер выемочного блока не произойдет после окончания очистных работ в течении времени достаточного для производства заключительных работ по блоку в днище камеры с целью обеспечения мер безопасности для предупреждения воздушного удара.

В мерах безопасности можно применить закладочные работы породами от проходки в очистные пространства.

В случае обрушения потолочины над очистным пространством камер предлагается следующая методика:

Минимально необходимая толщина породной подушки $h_{п.п.}$ прямо пропорциональна высоте падения пород на подушку $H_{пад.}$, т.е.

$$h_{п.п.} = k \times H_{пад.}, \text{ м.}$$

Где, $k = k_1 \times k_2 \times k_{рез}$

k_1 - коэффициент, учитывающий аэродинамическое сопротивление предохранительной подушки;

k_2 – то же, обрушающихся пород и рудо выпускных выработок.

$k_{рез.}$ – коэффициент, учитывающий прочие факторы и резерв.

$$k_1 = 3\sqrt[3]{l}.$$

где, l - коэффициент макро шероховатости пород, слагающих подушку; зависит от размеров кусков, формы и характера их поверхности, м.

Эмпирически установлена зависимость:

$$l = (0,01 + 0,003f) \times d_{ср.}$$

Где, f – коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протождяконова

$d_{ср.}$ – диаметр среднего куса пород, слагающих подушку, м;

$$d_{ср} = 0,45 - 0,1 q, \text{ м.}$$

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

$$d_{ср} = 0,45 - 0,1 \cdot 2,3 = 0,22 \text{ м.}$$

Таким образом:

$$k_1 = 3\sqrt[3]{(0,01 + 0,003 \times f) d_{ср.}}$$

$$k_2 \approx (a - b \times H_{бл}) \times \left[0,01 \left(\frac{S}{ns} \right)^c + 1 \right].$$

Где, $H_{бл}$ – высота очистного пространства от основания блока до его кровли, м;

S – площадь блока, м²;

n – число выпускных отверстий в блоке;

s – площадь выпускного отверстия, м²;

a, b, c - эмпирические коэффициенты, учитывающие характер обрушения.

- первый случай: $a=0,36$; $b=0,0004$; $c=1$, если обрушение пород не выйдет за пределы свода естественного равновесия, а также при обрушении потолочины, на которой лежат раздробленные породы;
- второй случай: $a=0,9$; $b=0,001$; $c=1,7$, если не исключена возможность мгновенного само обрушения налегающих пород с выходом воронки провала на поверхность.

Значение множителя в квадратных скобках можно принимать по таблице:

$\frac{S}{ns}$	10	20	30	40	50
$0.01 \left(\frac{S}{ns} \right)^{1.7} + 1$	1,5	2,8	4,0	6,0	8,0

$k_{рез}=1,3$, если толщина подушки и диаметр среднего куска изменится не более чем на 20%.

$$H_{пад} = \frac{H_{бл}}{1+k(1-\frac{1}{k_p})}, \text{ м.}$$

Где, K_p – коэффициент разрыхления породы или руды.

Толщина слоя пород, подлежащего обрушению для образования подушки:

$$h_{обр} = \frac{h_{п.п.}}{k_p}, \text{ м.}$$

В случае определения толщины слоя оставшейся в блоке отбитой руды, когда необходимо приостановить выпуск, если не произошло общее обрушение налегающих пород:

$$H_{пад} = \frac{H_{бл}}{1+k'}, \text{ м.}$$

Следовательно,

$$H_{р.п.} = \frac{k}{1-k} \times H_{бл}, \text{ м.}$$

В.Р. Именитов «Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений», Москва, «Недра», 1978 год.

3.3. Существующее состояние горных работ

Существенным моментом при планировании горных работ на месторождении «Аксакал» является наличие незначительного объема горных выработок, пройденных на месторождениях в стадии детальной разведки, которые имелось в виду использовать в процессе отработки этих месторождений.

В частности, на месторождении «Аксакал» пройден ствол шахты «Главная» прямоугольного сечения с подвесной деревянной крепью глубиной 120 м. Ствол оборудован двумя клетями 61НВ-1,4 под вагонетку ВГ-0,8 и подъемной машиной МПП-9, что позволяет организовать подъем руды из шахты порядка 100 тыс. тонн в год.

На горизонте +380 (120 м) пройдены по руде горизонтальные выработки на значительную протяженность жил. Между горизонтами и с выходом на поверхность пройдено несколько восстающих.

Таким образом, запасы трех горизонтов месторождения «Аксакал» в количестве 380,5 тыс. тонн руды вскрыты и частично подготовлены.

Разумеется, что эти выработки и ствол шах. «Главная» могут быть использованы при отработке месторождения.

От месторождения «Бескемпир» к месторождению «Аксакал» на гор. 120 м был пройден квершлаг, а затем на этом горизонте также пройдены по руде горизонтальные разведочные выработки на всю протяженность жил. С горизонта на поверхность по руде пройдено несколько разведочных восстающих.

На подходе квершлага к месторождению «Аксакал» с гор. 120 м на поверхность пройден вентиляционно-ходовой восстающий.

Объемы горных выработок, пройденных на месторождений «Аксакал» в стадии их разведки, приведены в табл. 3-1.

Таблица 2. Объемы горных выработок, пройденных на месторождении «Аксакал» в стадии их разведки

Название выработок	Сечение, м ²	Длина, м
1	2	3
Квершлаг на горизонте 120 м	6,4	1203,0
Западный штрек по жиле «Аксакал»	5,1	614,5
Восточный штрек по жиле «Аксакал»	5,1	667,5
Штрек по апофизе № 1 жилы «Аксакал»	5,1	96,3
Штрек по апофизе № 2 жилы «Аксакал»	5,1	158,0
Полевой и рудный штреки по жиле № 9	5,1	589,1
Итого штреков	5,1	2125,0
Вентиляционный восстающий	4,2	120,0

Верхние части обоих месторождений отработаны карьерами.

Значительные объемы имеющихся на месторождений «Аксакал» этих горных выработок должны быть учтены и использованы как при разработке схем вскрытия и вентиляции (влиянии их на направление и распределение вентиляционной струи), так и при конструировании очистных блоков, оборудовании запасных выходов.

3.4. Производственная мощность рудника

Строительство рудника на месторождении «Аксакал» с учетом существующего состояния горных работ планируется без выделения на этапы.

В связи запуском летом 2011 года в эксплуатации модернизированной золотоизвлекательной фабрики (далее ЗИФ) с технологией прямого цианирования руды с годовой производственной мощностью 1,0 млн.т. руды и проектировании завода по биовыщелачиванию руды. В соответствии с техническим заданием на разработку «Проекта План горных работ месторождения «Аксакал» (корректировка ранее выполненных проектов)» с использованием подземного самоходного оборудования (далее СХО), производительность рудника «Аксакал» принята 200 тыс. тн. в год.

Согласно «Нормам технологического проектирования» (ВНТП-13-2-93), годовая производственная мощность рудника по добыче руды рассчитывается по горнотехническим возможностям отработки запасов категории **B+C₁+C₂**.

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

$$A = \frac{VS\gamma_p K_n K_1 K_2 K_3 K_4 K_5}{K_p}, \text{ тыс. тонн.}$$

Где, V – среднее годовое понижение уровня выемки, $V = 26 \text{ м}$;
 $S = 1,46 \text{ тыс. м}^2$ «Аксакал» – средняя величина рудной площади этажей;
 $K_1 = 1$ – поправочный коэффициент величины годового понижения уровня выемки в зависимости от угла падения;
 $K_2 = 1,3$ – поправочный коэффициент в зависимости от мощности рудных тел;
 $K_3 = 1,0$ – поправочный коэффициент в зависимости от применяемой системы разработки;
 K_4 – поправочный коэффициент в зависимости от числа этажей, находящихся в работе; $K_4 = 1,7$ при двух горизонтах;
 $\gamma_p = 2,73 \text{ т/м}^3$ – плотность руды;
 $K_n = 0,94$ – коэффициент потерь;
 $K_p = 0,77$ – коэффициент разубоживания.

$$S = \frac{Q_6}{h\gamma_p}, \text{ тыс. м}^2.$$

Где, Q_6 – геологические запасы, принятые к отработке, $Q_6 = 1673,3 \text{ тыс. т.}$

h – средняя высота запасов месторождения, $h = 500$ м.

$$S = \frac{1673,3}{500 \times 2,73} = 1,226 \text{ тыс. м}^2.$$

$$A = \frac{26 \times 1,0 \times 1,3 \times 1,0 \times 1,7 \times 1,226 \times 2,73 \times 0,92}{0,66} = 268,1 \text{ тыс. м}^2.$$

Как отмечалось в геологической части проекта, что породы Акбакайского рудного поля осложнены многочисленными разно ориентированными нарушениями от региональных разломов древнего заложения и долгоживущих разломов второго порядка до оперяющих разрывов, трещин отрыва, скола и трещинных структур.

Рудные тела значительно нарушены поперечными разрывами и трещинами. Амплитуды смещений по разрывам составляют обычно 10-30 м. Этими смесителями жилы разбиты на отдельные, пространственно разобщенные тектонические блоки протяженностью 200-250 м.

Поэтому в принятую методику (формулу) расчета с учетом особенностей рудных тел и результатов ведения добычных работ на месторождениях «Бескемпир» и «Аксакал» в предыдущие годы силами ОАО «АБС-Балхаш», на наш взгляд, можно ввести понижающий коэффициент в размере 0,8.

Расчетная производительность «Аксакал» - 200 тыс. тонн в год.

Для дальнейших расчетов производительность подземного рудника с учетом расчетных возможностей принимается «Аксакал» - **200 тыс. тонн в год**. При числе одновременно работающих горизонтов –2.

3.5. Срок отработки месторождения

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

$$T_1 = \frac{Q_{\text{экс}} K_n}{A K_p}, \text{ лет.}$$

Где: $Q_{\text{экс}}$ – балансовые запасы, намеченные к отработке, $Q_{\text{б}} = 1673,3 \text{ тыс. т.}$
 K_n – коэффициент, учитывающий потери руды, $K_n = 0,92$;
 K_p – коэффициент, учитывающий разубоживание руды, $K_p = 0,66$;
 $A = 200,0 \text{ тыс. тонн/год.}$

$$T_1 = \frac{1673,3 \times 0,92}{200 \times 0,66} = 11,7 \text{ лет.}$$

С учетом времени на проходку вскрывающих выработок (ГКР и ГПР) и времени затухания отработки (снижение уровня добычи) общее время отработки месторождения Акбакай составит:

$$T_{\text{общ.}} = T_1 + T_{\text{вскр.}} + T_{\text{зат.}}, \text{ лет.}$$

Где, $T_1 = 11,7$ лет;
 $T_{\text{вскр.}} = 2$ года, время на проходку наклонного съезда, основных выработок на горизонтах, блоковых наклонных съездов;
 $T_{\text{зат.}} = 1,0$ года.

$$T_{\text{общ.}} = 11,7 + 2 + 1,0 = 14,7 \text{ года.}$$

Кроме того, предусматривается попутная отработка части забалансовых запасов, которые могут быть подработаны при отработке балансовых запасов.

Забалансовые запасы опробуется при эксплуатационной разведке и при подтверждении кондиций вовлекутся в общую отработку месторождения. При несоответствии забалансовых руд требований существующих кондиций эти руды оставляются в недрах. Все существующие подходные выработки сохраняются.

Согласно рекомендации норм технологического проектирования, принимается следующий режим работы рудника:

- число рабочих дней в году – 340;
- число рабочих смен в сутки – 3;
- продолжительность смены:
- на подземных работах – 6 часов;
- на поверхности – 8 часов.

При необходимости вахтового режима работы в связи с удаленностью месторасположения рудника, проектом рекомендуется составить соответствующее Положение «О работе вахтовым методом» и согласовать его местными уполномоченными органами по охране труда и социальной защиты.

Параметры производительности рудника Аксакал

Таблица 3. Параметры производительности рудника Аксакал

№	Наименование	Ед. изм.	Производительность, тыс. т./год		
			Годовая	Суточная	Сменная
1	Добыча руды, всего	тн.	200000	588,2	196
		м ³	73529	216,3	72,1
2	ГПР	тн.	48816	143,6	47,8
		м ³	18080	53,2	17,7
3	ГНР	тн.	74038	217,8	72,6
		м ³	27220	80,1	26,7
4	Буровые работы	П.м.	38310	112,7	37,5
5	Отбойка	тн	126424	371,8	123,9
		м ³	46309	136,2	45,4
6	Всего горная масса	тн	249278	733,2	244,3
		м³	91609	269,5	89,8

3.6. Вскрытие месторождения

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

В ТЭР института «Средазнипроцветмет» по «Совместной отработке месторождений Бескемпир и Аксакал» 1991 г. был принят вариант раздельного вскрытия этих месторождений, а согласно Проекту «Разработка месторождений «Бескемпир» и «Аксакал» (корректировка ранее выполненных проектов)» ИГД имени Д. Кунаева 2009 г. был принят совместный вариант вскрытия.

Равнинный рельеф местности предопределяет вскрытие этих месторождений вертикальными стволами шахт вне зоны влияния горных работ.

На основании технического задания и технико-экономического обоснования (далее ТЭО) настоящим проектом выбран раздельного вскрытия месторождений «Аксакал» и «Бескемпир» и «Аксакал» наклонно-транспортным съездом под углом $\alpha=10^0$, с применением подземного СХО.

Выдача руды будет производиться скипом, который будет установлен в стволе шахты «Главная» месторождения «Аксакал». Ствол будет углублен до нижних отметок (0,0 м 490 м.) в соответствии с глубиной заложения запасов месторождения.

Параллельно стволу проходится центральный рудоспуск. Отбитая горная масса на каждом горизонте перевозится на центральный рудоспуск. Чуть выше гор. 0,0 м (490) на дне центрального рудоспуска оборудуется дозаторный комплекс для погрузки горной массы на скип.

С самого нижнего горизонта 0,0 м (490) отбитая горная масса выдается автосамосвалами, через НТС, на гор. +50,0 м (440) и далее через центральный рудоспуск и скипом выдается на поверхность.

В проекте рассмотрены несколько оптимальных и эффективных систем вскрытия, подготовки и отработки запасов месторождения жильных типов с применением малогабаритных подземного СХО и системы «Алимак».

Применение СХО при проходке и перевозке горной массы значительно снизить себестоимость и увеличить производительность. А также снизить срок строительства и эксплуатации рудника за счет увеличения скорости проходческих работ.

Проект на отработку опытного блока с применением комплекса «Алимак» разработан ТОО инжиниринговой компании «Горное дело» г. Алматы 2011 г.». В этом же проекте изложены Технические параметры и характеристика комплекса.

Применение комплекса «Алимак» обосновывается тем, что увеличится производительность очистного блока или выемочной единицы. А также снизится объем горно-нарезных работ за счет применения глубоких скважин для отбойки и доставки руды на днище блока. Высоту очистного блока можно развивать до 120 п.м. по восстанию жилы, что дает возможность принять расстояние между горизонтами до 80 м.

Таким образом, высота этажа между горизонтами Проектом принимается – 80,0 м.

Реконструкция подъемных установок (далее ПУ) и применение скипового подъема обозначается тем, что в двое-трое увеличится пропускная способность существующих стволов без увеличения сечения и изменения конструкции.

Не оспоримым фактором в пользу применения вышеуказанных механизмов и оборудовании (СХО, «Алимак» и скиповая ПУ) в условиях жильных (мощностью не более 2,0 м) месторождений, является снижение трудоемкости, численности подземных рабочих и травматизма. А также полной механизацией горных работ и повышением культуры горного производства.

Выбор вариантов вскрытия

Ниже приведен укрупненный расчет капитальных затрат на вскрытие запасов месторождений «Бескемпир» и «Аксакал» по вариантам раздельного и совместного вскрытия.

I вариант

Вариант предложен и предусматривает совместное вскрытие и отработку запасов месторождений «Бескемпир» и «Аксакал» одним НТС по середине месторождений.

Перечень вскрывающих горных выработок и укрупненный расчет затрат на их сооружение по этому варианту приведен в таблице 4.

Таблица 4. Укрупненный расчет затрат по 1 варианту вскрытия

Наименование выработки	Длина, м	Площадь сечения, м ²	Объем, тыс. м ³	Затраты на 1 м ³ , дол. США	Общие затраты, тыс. дол. США
1	2	3	4	5	6
НТС - Центральный прямые участки	2800	10,9	30520	130	3967,6
Закругления	120	12,7	1524	130	198,12
Разминовочные и перегрузочные заезды	260	14,5	3770	130	490,1
Вентиляционный восстающий	550	12	6600	130	858
Вент. квершлаг	90	12	1080	130	140,4

Наименование выработки	Длина, м	Площадь сечения, м ²	Объем, тыс. м ³	Затраты на 1 м ³ , дол. США	Общие затраты, тыс. дол. США
1	2	3	4	5	6
Вскрывающие квершлаг	105	14,5	1522,5	130	197,925
Соединительные квершлаг	3300	10,9	35970	130	4676,1
Блоковый НТС «Бескемпир»	310	11	3410	130	443,3
Итого	7535		84396,5		10971,5

Основными преимуществами настоящего варианта вскрытия являются:

- Проходка одного НТС и минимальное количество проходческих бригад;
- Единая схема водоотлива двух участков;
- Одна линия коммуникационных сетей на устье НТС.

Основными недостатками являются:

- Замкнутая схема вентиляции двух участков «Бескемпир» и «Аксакал», так как НТС и вентиляционный восстающий должны использоваться как основные вентиляционные выработки;
- Проходка полевых квершлаг между двумя месторождениями «Аксакал» и «Бескемпир», длина которых на каждом горизонте будет составлять 1200 п.м;
- Из-за полевых квершлаг протяженностью не менее 1200 п.м. увеличится сопротивление на вентиляционную струю, что влечет за собой увеличении депрессии на главную вентиляционную установку (далее ГВУ). А это в свою очередь вынуждает на выбор вентилятора с электродвигателем большой мощности на ГВУ или увеличение сечения всех вентиляционных выработок горно-капитального характера, что придется увеличить капитальные вложения или затраты на эксплуатацию ГВУ;
- По горнотехническим возможностям невозможно для полномасштабной разведки и дальнейшей отработки забалансовых запасов и запасов, которые расположены на дальних флангах обоих месторождений;
- Высокая себестоимость выдачи руды.

II вариант

Вариант предусматривает раздельное вскрытие и отработку запасов месторождений «Бескемпир» и «Аксакал» двумя НТС со стороны лежащих боков месторождений. Этим же вариантом предусматривается углубка и оснащение под скиповой подъем стволов РЭШ-2 до гор. +100 м (390) и «Главный» до гор. 0 м (500) для дальнейшего использования их в качестве основных выдачных шахт.

Перечень вскрываемых горных выработок и укрупненный расчет затрат на их сооружение приведен в таблице 5.

Таблица 5. Укрупненный расчет затрат по 2 варианту вскрытия

Наименование выработки	Длина, м	Площадь сечения, м ²	Объем, тыс. м ³	Затраты на 1 м ³ , дол.США	Общие затраты, тыс. дол. США
1	2	3	4	5	6
НТС Бескемпир	2200	10,9	23980	130	3117,4
Закругления	100	12,7	1270	130	165,1

Наименование выработки	Длина, м	Площадь сечения, м ²	Объем, тыс. м ³	Затраты на 1 м ³ , дол.США	Общие затраты, тыс. дол. США
1	2	3	4	5	6
Разминочные и перегрузочные заезды	159	14,5	2305,5	130	299,7
Вентиляционный восстающий	430	7	3010	130	391,3
Вент. квершлаг	63	7	441	130	57,3
Вскрывающие квершлаг	180,5	14,5	2617,25	130	340,2
Итого	3132,5		33623,8		4371,1
НТС – «Аксакал» прямые участки	2800	10,9	30520	130	3967,6
Закругления	120	12,7	1524	130	198,1
Разминочные и перегрузочные заезды	260	14,5	3770	130	490,1
Вентиляционный восстающий	550	7	3850	130	500,5
Вент. квершлаг	90	7	630	130	81,9
Вскрывающие квершлаг	105	14,5	1522,5	130	197,9
Итого	3925		41816,5		5436,1
ВСЕГО	7057,5		75440,3		9807,2

Примечание: В таблицах 4 и 5 приведены объемы горно-проходческих работ, которые отличаются по вариантам вскрытия.

Основными преимуществами настоящего варианта вскрытия являются:

- Отдельная схема вентиляции двух шахт, что не увеличивает сопротивление и депрессию на вентиляторы ГВУ или сечение вентиляционных выработок;
- Меньший объем горнопроходческих работ (далее ГПР);
- Параллельное или одновременное вскрытие и отработка обоих месторождений;
- Максимальное использование существующих горных выработок и инфраструктуры рудника;
- Горнотехнические возможности для полномасштабной разведки и дальнейшей отработки забалансовых запасов. Вовлечение в отработку запасов, которые возможно прирастёт при эксплоразведке расположенные на флангах обоих месторождений.

Основными недостатками являются:

- Раздельная схема водоотлива;
- Раздельная линия коммуникационных сетей на устьях НТС;
- Увеличение количества проходческих бригад при одновременном вскрытии обоих месторождений.

Согласно произведенным расчетам II вариант вскрытия запасов месторождений «Бескемпир» и «Аксакал» дешевле на 1164,3 долларов США, чем I вариант.

Согласно I варианту НТС и вентиляционный восстающий должны проходить сразу на всю глубину вскрытия (490 м) при том, что вторая по глубине их половина будет

использоваться примерно через 2-3 года. Мы имели бы классический случай нерационального использования средств.

Таким образом, проектом принимается II вариант вскрытия и отработки месторождений «Бескемпир» и «Аксакал» (раздельное их вскрытие и отработка).

3.7 Горно-капитальные работы

На основании выбранного варианта вскрытия месторождении «Бескемпир» и «Аксакал» Проектом предусматривается проходка двух НТС на каждом участке.

НТС

Устье НТС-«Аксакал» будет располагаться в районе координат квадрата X=9366, Y=21990; отм. Z=+472,0.

Работы по проходке НТС (НТС-«Аксакал») начинаются с подготовки района работ, которая включает в себя подсыпку и планировку автодороги на уровне засечки (отм. Z=+472,0).

Производится рассечка портала НТС (вдоль профиля 00000 на север), и НТС проходится на глубину не менее 10 м внутрь массива.

Проходка ведется горизонтально.

Далее сооружается ж/б портал НТС и пройденная часть (10 м) крепится сплошным бетонным креплением. После окончания крепежных работ приступают к дальнейшей проходке наклонного съезда с уклоном под углом $\alpha=10^0$ – на длину 40 п.м. (на север) до поворота. Пройденный участок крепится ж/б штангами и торкретбетоном. При прохождении ослабленных участков вмещающих пород вид крепления определяется геологической службой рудника (в районе даек).

Затем начинается проходка основного НТС до горизонта +0,0 м (490), с вскрытием горизонтов +370 м (120), +290 м (200), +210 м (280), +130 м (360), +50 м (440) и 0 м (490). А также производится сбойка с шурфовым горизонтом +450 м (40) и гор. +370 м (120).

Проветривание пройденных участков НТС осуществляется с помощью вентиляторов местного проветривания (далее ВМП) **ВМЭ-8 – 2 ед**, производительностью 10 м³/сек., напор 3200 Па, который устанавливаются на площадке портала, восточнее устья НТС в 15 м. Свежий воздух в забой подается по двум ставам вент. труб Ø=800 мм.

Свежий воздух к ВМП подается из существующих горизонтов до глубины 180 м, далее из главного вентиляционного восстающего по мере его сбойки с выше лежащим горизонтом.

Согласно ПОПБ на ОПО ВГиГР и норм проектирования, НТС оборудуется разминочными заездами, расстояние между ними не более 200 п.м. А также, нишами безопасности через каждые 25 м. размером 1200 x 1800 x 700 мм.

Для ускорения проходки и снижения объемов проходческих работ разминочные заезды проходятся сечением, позволяющим производить в нем загрузочные операции с помощью ПДМ **Scooptram ST-7** и самосвалами **MT-2010** Atlas Copco. Так как разминка и загрузка производятся на одном заезде, далее все заезды обозначается как «Разминочные и перегрузочные заезды».

Так как квершлаг на горизонты параллельно будут служить как разминочные и перегрузочные заезды, будут проходиться такими же сечениями что и разминочные и перегрузочные заезды.

Сечение и длина всех закруглений должны обеспечить условия свободного проезда MT-2010 с выступающей частью при радиусе поворота $R_{внеш}=6050$ мм, $R_{внут}=3550$ мм.

На сопряжениях НТС с горизонтами проходятся камеры ожидания. Камеры ожидания будут служить во время ликвидации аварий для вывода людей на поверхность через НТС специальным автотранспортом. Камеры оборудуются в соответствии с требованиями ПОПБ на ОПО ВГиГР, для чего разрабатывается рабочая документация.

Для оперативного выполнения текущих и других ремонтных работ СХО на гор. +290 м (200) проходится камера ремонта СХО. На оборудование КРСХО разрабатывается рабочая документация.

Основные участки НТС проходятся под углом уклона 8^0 , а повороты, закругления и заезды – 1^0 .

Сопряжения участков НТС с разминочными и перегрузочными заездами, квершлагами, а также закругления крепятся ж/б штангами и торкретбетоном, при прохождении ослабленных участков вмещающих пород, вид крепления определяется геологической службой рудника.

Бурение забоя НТС, разминочных и перегрузочных заездов и вентиляционных квершлагов, а также под ЖБШ производится с помощью самоходного бурового оборудования (далее СБУ) **Boomer T-1D**.

Уборка и вывозка горной массы выполняется СТ-7 и самосвалами МТ-2010. Отбитая горная масса вывозится на поверхность и складировается на породном отвале. Для ускорения операции перевозки, а также для снижения затрат на перевозку проектом рекомендуется закладка отработанных камер существующих горизонтов горной массой от проходки НТС.

Углубка ствола шх. «Главная»

Углубка ствола шх. «Главная» производится каскадным способом снизу вверх.

С каждого вскрытого горизонта под ствол проходится вертикальный восстающий (80 м.) с помощью проходческого комплекса КПВ-4. Восстающий сбивается в ствол на вышележащем горизонте, а далее производится расширение восстающего до проектного сечения ствола прямоугольной формы (11,12 м²).

После полного выполнения горнопроходческих работ начинается крепление и армировка ствола согласно Рабочего проекта, разработанной Подрядной специализированной организацией.

Для крепления и армировки ствола применяются специальные комплексы типа КС с лебедками и полками.

Во время производства работ по креплению и армировки необходимо смонтировать полк безопасности (предохранительный щит) над рабочим полком.

Главный вентиляционный восстающий

Для вентиляции рудника проектом предусматривается проходка ГВВ с каскадным методом между существующими и вскрываемыми горизонтами. Каскадный метод проходки ГВВ ускорит проходку, а также дает возможность привязать вентиляцию НТС при проходке.

Вентиляционные восстающие проходятся с помощью проходческих комплексов **КПВ-4А** или «Алимак».

В холодный период года подача воздуха в забой съезда вентилятором ВЦП-16 осуществляется с подогревом электрокалориферами.

Горизонт +460 м (30)

Гор. +450 м (40) вскрывается квершлагами, штреками по жилам «Аксакал», №9 и «Крутая» и вент. восстающими.

Для ускорения вскрытия и подготовки запасов горизонта проходческие работы производятся на два фланга – восточный и западный. В первую очередь вскрывается западный фланг, затем восточный.

Для улучшения вентиляции штреки между собой соединяются вент. Квершлагами – восточный и западный и из штреков по жилам «Аксакал», «Крутая» и №9 проходятся ВХВ до сбойки с поверхностью.

На обоих флангах проходятся вент. восстающие – восточный и западный до сбойки с поверхностью.

Все горизонтальные выработки проходятся под углом, позволяющий самотек шахтных и подземных вод в сторону ствола шах. «Главная».

Сопряжения выработок крепятся ж/б штангами и торкретбетоном, при прохождении ослабленных участков вмещающих пород, вид крепления определяется геологической службой рудника.

Бурение забоя всех выработок, а также под ЖБШ производится с помощью самоходного бурового оборудования (далее СБУ) Boomer T-1D.

Уборка и вывозка горной массы выполняется ПДМ ST-7 и самосвалами МТ-2010. Отбитая горная масса вывозится на поверхность и складировается на породном отвале. Для ускорения операции перевозки, а также снижения затрат на перевозку проектом рекомендуется закладка отработанных камер существующих горизонтов горной массой от проходки.

Проветривание выработок во время проходки осуществляется с помощью вентиляторов местного проветривания **ВМЭ-16**, производительностью 10м³/сек., напор 3200 Па, который устанавливается на площадке портала, восточнее устья НТС в 15 м. Свежий воздух в забой подается по двум ставам вент. труб Ø=1000 мм.

Свежий воздух к ВМП подается из главного вентиляционного восстающего, а отработанный воздух выдается через НТС.

При увеличении протяженности или сопротивления трубопровода, для улучшения вентиляции необходимо проходить блоковые восстающие на вышележащий горизонт и выдавать отработанный воздух через них.

Горизонт +370 м (120)

Гор. +370 м (120) вскрывается квершлагами, штреками по жилам «Аксакал», «Крутая» и №9 и вентиляционными восстающими.

Для ускорения вскрытия и подготовки запасов горизонта проходческие работы производятся на два фланга – восточный и западный. В первую очередь вскрывается западный фланг, затем восточный.

Для улучшения вентиляции штреки между собой соединяются вент. Квершлагами – восточный и западный и из штреков по жилам «Аксакал», «Крутая» и №9 проходятся ВХВ до сбойки с гор. +450 м (40).

На обоих флангах проходятся вент. восстающие – восточный и западный до сбойки с гор. +450 м (40).

Также предусматриваются эксплуатационные разведочные работы в виде проходки разведочного штрека и ВХВ по жиле №12 «Думан-Шуак».

Все горизонтальные выработки проходятся под углом 10°, позволяющий самотек шахтных и подземных вод в сторону ствола шах. «Главная».

Сопряжения выработок крепятся ж/б штангами и торкретбетоном, при прохождении ослабленных участков вмещающих пород, вид крепления определяется геологической службой рудника.

Бурение забоя всех выработок, а также под ЖБШ производится с помощью самоходного бурового оборудования (далее СБУ) Boomer T-1D.

Уборка и вывозка горной массы выполняется ПДМ ST-7 и самосвалами МТ-2010. Отбитая горная масса вывозится на поверхность и складировается на породном отвале. Для ускорения операции перевозки, а также снижения затрат на перевозку проектом рекомендуется закладка отработанных камер существующих горизонтов горной массой от проходки. При увеличении протяженности или сопротивления трубопровода, для улучшения вентиляции необходимо проходить блоковые восстающие на вышележащий горизонт и выдавать отработанный воздух через них.

Проветривание пройденных участков НТС осуществляется с помощью вентиляторов местного проветривания (далее ВМП) **ВМЭ-8 – 2 ед**, производительностью 10 м³/сек., напор 3200 Па, который устанавливаются на площадке портала, восточнее устья НТС в 15 м. Свежий воздух в забой подается по двум ставам вент. труб Ø=800 мм.

Свежий воздух к ВМП поступает из главного вентиляционного восстающего, а отработанный воздух выдается через НТС.

При увеличении протяженности или сопротивления трубопровода, для улучшения вентиляции необходимо проходить блоковые восстающие на вышележащий горизонт и выдавать отработанный воздух через них.

Горизонт +290 м (200)

Гор. +290 м (200) вскрывается квершлагами, штреками по жилам «Аксакал», «Крутая», №9 и «Параллельная» и вентиляционными восстающими.

Для ускорения вскрытия и подготовки запасов горизонта проходческие работы производятся на два фланга – восточный и западный.

На обоих флангах проходятся вент. восстающие – восточный и западный до сбойки с гор. +370 м (120).

Все горизонтальные выработки проходятся под углом, позволяющий самотек шахтных и подземных вод в сторону ствола шах. «Главная».

Кровля и сопряжения капитальных выработок крепятся ж/б штангами, при прохождении ослабленных участков вмещающих пород, а также в местах с тяжелыми геологическими условиями, вид крепления определяется геологической службой рудника. Сетка крепления принимается 1,0 х 1,0 м.

Бурение забоя всех выработок, а также под ЖБШ производится с помощью самоходного бурового оборудования (далее СБУ) Boomer T-1D.

Уборка и вывозка горной массы выполняется ПДМ ST-2D и самосвалами MT-2010. Отбитая горная масса вывозится на поверхность и складировается на породном отвале. Для ускорения операции перевозки, а также снижения затрат на перевозку проектом рекомендуется закладка отработанных камер существующих горизонтов горной массой от проходки. При увеличении протяженности или сопротивления трубопровода, для улучшения вентиляции необходимо проходить блоковые восстающие на вышележащий горизонт и выдавать отработанный воздух через них.

Проветривание пройденных участков НТС осуществляется с помощью вентиляторов местного проветривания (далее ВМП) **ВМЭ-8 – 2 ед**, производительностью 10 м³/сек., напор 3200 Па, который устанавливаются на площадке портала, восточнее устья НТС в 10-15 м. Свежий воздух в забой подается по двум ставам вент. труб Ø=800 мм.

Свежий воздух к ВМП поступает из главного вент. восстающего, а отработанный воздух выдается через НТС.

При увеличении протяженности или сопротивления трубопровода, для улучшения вентиляции необходимо проходить блоковые восстающие на вышележащий горизонт и выдавать отработанный воздух через них.

Горизонт +210 м (280)

Гор. +210 м (280) вскрывается квершлагами, штреками по жилам «Аксакал», «Крутая», №9 и «Параллельная» и вентиляционными восстающими.

Для ускорения вскрытия и подготовки запасов горизонта проходческие работы производятся на два фланга – восточный и западный.

На обоих флангах проходятся вент. восстающие – восточный и западный до сбойки с гор. +290 м (200).

Все горизонтальные выработки проходятся под углом, позволяющий самотек шахтных и подземных вод в сторону ствола шах. «Главная».

Кровля и сопряжения капитальных выработок крепятся ж/б штангами, при прохождении ослабленных участков вмещающих пород, а также в местах с тяжелыми геологическими условиями, вид крепления определяется геологической службой рудника. Сетка крепления принимается 1,0 x 1,0 м.

Бурение забоя всех выработок, а также под ЖБШ производится с помощью самоходного бурового оборудования (далее СБУ) Boomer T-1D.

Уборка и вывозка горной массы выполняется ПДМ ST-7 и самосвалами MT-2010. Отбитая горная масса вывозится на поверхность и складировается на породном отвале. Для ускорения операции перевозки, а также снижения затрат на перевозку проектом рекомендуется закладка отработанных камер существующих горизонтов горной массой от проходки. При увеличении протяженности или сопротивления трубопровода, для улучшения вентиляции необходимо проходить блоковые восстающие на вышележащий горизонт и выдавать отработанный воздух через них.

Проветривание пройденных участков НТС осуществляется с помощью вентиляторов местного проветривания (далее ВМП) **ВМЭ-8 – 2 ед**, производительностью 10 м³/сек., напор 3200 Па, который устанавливаются на площадке портала, восточнее устья НТС в 10-15 м. Свежий воздух в забой подается по двум ставам вент. труб Ø=800 мм.

Свежий воздух к ВМП поступает из главного вент. восстающего, а отработанный воздух выдается через НТС.

При увеличении протяженности или сопротивления трубопровода, для улучшения вентиляции необходимо проходить блоковые восстающие на вышележащий горизонт и выдавать отработанный воздух через них.

Горизонт +130 м (360)

Гор. +130 м (360) вскрывается квершлагами, штреком по жиле «Аксакал» и вентиляционными восстающими.

Для ускорения вскрытия и подготовки запасов горизонта проходческие работы производятся на два фланга – восточный и западный.

На обоих флангах проходятся вент. восстающие – восточный и западный до сбойки с гор. +210 м (280).

Все горизонтальные выработки проходятся под углом, позволяющий самотек шахтных и подземных вод в сторону ствола шх. «Главная».

Кровля и сопряжения капитальных выработок крепятся ж/б штангами, при прохождении ослабленных участков вмещающих пород, а также в местах с тяжелыми геологическими условиями, вид крепления определяется геологической службой рудника. Сетка крепления принимается 1,0 x 1,0 м.

Бурение забоя всех выработок, а также под ЖБШ производится с помощью самоходного бурового оборудования (далее СБУ) Boomer T-1D.

Уборка и вывозка горной массы выполняется ПДМ ST-7 и самосвалами MT-2010. Отбитая горная масса вывозится на поверхность и складировается на породном отвале. Для ускорения операции перевозки, а также снижения затрат на перевозку проектом рекомендуется закладка отработанных камер существующих горизонтов горной массой от проходки. При увеличении протяженности или сопротивления трубопровода, для улучшения вентиляции необходимо проходить блоковые восстающие на вышележащий горизонт и выдавать отработанный воздух через них.

Проветривание пройденных участков НТС осуществляется с помощью вентиляторов местного проветривания (далее ВМП) **ВМЭ-8 – 2 ед**, производительностью 10 м³/сек., напор 3200 Па, который устанавливаются на площадке портала, восточнее устья НТС в 10-15 м. Свежий воздух в забой подается по двум ставам вент. труб Ø=800 мм.

Свежий воздух к ВМП поступает из главного вентиляционного восстающего, а отработанный воздух выдается через НТС.

При увеличении протяженности или сопротивления трубопровода, для улучшения вентиляции необходимо проходить блоковые восстающие на вышележащий горизонт и выдать отработанный воздух через них.

Горизонт +50 м (440)

Гор. +50 м (440) вскрывается квершлагами, штреком по жиле «Аксакал» и вентиляционными восстающими.

Для ускорения вскрытия и подготовки запасов горизонта проходческие работы производятся на два фланга – восточный и западный.

На обоих флангах проходятся вент. восстающие – восточный и западный до сбойки с гор. +130 м (360).

Все горизонтальные выработки проходятся под углом, позволяющий самотек шахтных и подземных вод в сторону ствола шах. «Главная».

Кровля и сопряжения капитальных выработок крепятся ж/б штангами, при прохождении ослабленных участков вмещающих пород, а также в местах с тяжелыми геологическими условиями, вид крепления определяется геологической службой рудника. Сетка крепления принимается 1,0 х 1,0 м.

Бурение забоя всех выработок, а также под ЖБШ производится с помощью самоходного бурового оборудования (далее СБУ) Boomer T-1D.

Уборка и вывозка горной массы выполняется ПДМ ST-7 и самосвалами МТ-2010. Отбитая горная масса вывозится на поверхность и складировается на породном отвале. Для ускорения операции перевозки, а также снижения затрат на перевозку проектом рекомендуется закладка отработанных камер существующих горизонтов горной массой от проходки. При увеличении протяженности или сопротивления трубопровода, для улучшения вентиляции необходимо проходить блоковые восстающие на вышележащий горизонт и выдавать отработанный воздух через них.

Проветривание пройденных участков НТС осуществляется с помощью вентиляторов местного проветривания (далее ВМП) **ВМЭ-8 – 2 ед**, производительностью 10 м³/сек., напор 3200 Па, который устанавливаются на площадке портала, восточнее устья НТС в 10-15 м. Свежий воздух в забой подается по двум ставам вент. труб Ø=800 мм.

Свежий воздух к ВМП поступает из главного вентиляционного восстающего, а отработанный воздух выдается через НТС.

При увеличении протяженности или сопротивления трубопровода, для улучшения вентиляции необходимо проходить блоковые восстающие на вышележащий горизонт и выдать отработанный воздух через них.

Горизонт 0,0 м (490)

Гор. 0,0 м (490) вскрывается квершлагами, штреком по жиле «Аксакал» и вентиляционными восстающими.

Для ускорения вскрытия и подготовки запасов горизонта проходческие работы производятся на два фланга – восточный и западный.

На обоих флангах проходятся вент. восстающие – восточный и западный до сбойки с гор. +50 м (440).

Все горизонтальные выработки проходятся под углом, позволяющий самотек шахтных и подземных вод в сторону ствола шах. «Главная».

Кровля и сопряжения капитальных выработок крепятся ж/б штангами, при прохождении ослабленных участков вмещающих пород, а также в местах с тяжелыми геологическими условиями, вид крепления определяется геологической службой рудника. Сетка крепления принимается 1,0 х 1,0 м.

Бурение забоя всех выработок, а также под ЖБШ производится с помощью самоходного бурового оборудования (далее СБУ) Boomer T-1D.

Уборка и вывозка горной массы выполняется ПДМ ST-7 и самосвалами МТ-2010. Отбитая горная масса вывозится на поверхность и складировается на породном отвале. Для ускорения операции перевозки, а также снижения затрат на перевозку проектом рекомендуется закладка отработанных камер существующих горизонтов горной массой от проходки. При увеличении протяженности или сопротивления трубопровода, для улучшения вентиляции необходимо проходить блоковые восстающие на вышележащий горизонт и выдавать отработанный воздух через них.

Проветривание пройденных участков НТС осуществляется с помощью вентиляторов местного проветривания (далее ВМП) **ВМЭ-8 – 2 ед**, производительностью 10 м³/сек., напор 3200 Па, который устанавливаются на площадке портала, восточнее устья НТС в 10-15 м. Свежий воздух в забой подается по двум ставам вент. труб Ø=800 мм.

Свежий воздух к ВМП поступает из главного вентиляционного восстающего, а отработанный воздух выдается через НТС.

При увеличении протяженности или сопротивления трубопровода, для улучшения вентиляции необходимо проходить блоковые восстающие на вышележащий горизонт и выдавать отработанный воздух через них.

Общий объем горнопроходческих выработок во время строительства по руднику составляет **302 839 м³**, в том числе горно-капитальные – **90 825,7 м³**, горно-подготовительные – **146 358,6 м³**, горно-нарезные – **6 543,2 м³**, эксплуатационно-разведочные – **2 112 м³** и открытые горные работы – **4650 м³**.

Таблица 6. Объемы горно-капитальных работ НТС

№ п.п.	Гор.	Наименование	Сечение, м²	Длина, п.м.	Объем, м³	Вид
1	0-120	Траншея			4650	ОГР
2		НТС	10,9	165	1798,5	ГКР
3		Разминочный и перегрузочный заезд	15,2	27	410,4	ГКР
4		НТС	10,9	165	1798,5	ГКР
5		Разминочный и перегрузочный заезд	15,2	27	410,4	ГКР
6		НТС	10,9	167	1820,3	ГКР
7		Вент. Квершлаг с камерой КПВ	8	18	144	ГКР
8		ГВВ	7	136	952	ГКР
		ИТОГО		705	11984,1	
9	120-200	НТС	10,9	185	2016,5	ГКР
10		Разминочный и перегрузочный заезд	15,2	27	410,4	ГКР
11		НТС	10,9	60	654	ГКР
12		Закругление	12,7	25	317,5	ГКР
13		НТС	10,9	87	948,3	ГКР
14		Разминочный и перегрузочный заезд	15,2	27	410,4	ГКР
15		НТС	10,9	165	1798,5	ГКР
16		Закругление	12,7	25	317,5	ГКР
17		Квершлаг к гор. +290 м (200)	15,2	25	380	ГКР
18		Камера ожидания	6	5	30	ГКР

№ п.п.	Гор.	Наименование	Сечение, м ²	Длина, п.м.	Объем, м ³	Вид
19		Вент. Квершлаг с камерой КПВ	8	78	624	ГКР
20		ГВВ	7	103	721	ГКР
		ИТОГО		812	8628,1	
21	200-280	НТС	10,9	170	1853	ГКР
22		Разминовочный и перегрузочный заезд	15,2	27	410,4	ГКР
23		НТС	10,9	53	577,7	ГКР
24		Закругление	12,7	25	317,5	ГКР
25		НТС	10,9	83	904,7	ГКР
26		Разминовочный и перегрузочный заезд	15,2	27	410,4	ГКР
27		НТС	10,9	145	1580,5	ГКР
28		Закругление	12,7	25	317,5	ГКР
29		Квершлаг к гор. +210 м (280)	15,2	20	304	ГКР
30		Камера ожидания	6	5	30	ГКР
31		Вент. Квершлаг с камерой КПВ	8,0	18	144	ГКР
32		ГВВ	7	86	602	ГКР
		ИТОГО		684	7451,7	
33	280-360	НТС	10,9	170	1853	ГКР
34		Разминовочный и перегрузочный заезд	15,2	27	410,4	ГКР
35		НТС	10,9	53	577,7	ГКР
36		Закругление	12,7	25	317,5	ГКР
37		НТС	10,9	83	904,7	ГКР
38		Разминовочный и перегрузочный заезд	15,2	27	410,4	ГКР
39		НТС	10,9	145	1580,5	ГКР
40		Закругление	12,7	25	317,5	ГКР
41		Квершлаг к гор. +130 м (360)	15,2	20	304	ГКР
42		Камера ожидания	6	5	30	ГКР
43		Вент. Квершлаг с камерой КПВ	8,0	18,0	144	ГКР
44		ГВВ	7	92	644	ГКР
		ИТОГО		690	7493,7	
46	360-440	НТС	10,9	170	1853	ГКР
47		Разминовочный и перегрузочный заезд	15,2	27	410,4	ГКР
48		НТС	10,9	53	577,7	ГКР
49		Закругление	12,7	25	317,5	ГКР
50		НТС	10,9	83	904,7	ГКР
51		Разминовочный и перегрузочный заезд	15,2	27	410,4	ГКР
52		НТС	10,9	145	1580,5	ГКР

№ п.п.	Гор.	Наименование	Сечение, м ²	Длина, п.м.	Объем, м ³	Вид
53		Закругление	12,7	25	317,5	ГКР
54		Квершлаг к гор. +50 м (440)	15,2	20	304	ГКР
55		Камера ожидания	6	5	30	ГКР
56		Вент. Квершлаг с камерой КПВ	8,0	18,0	144	ГКР
57		ГВВ	7,0	84	588	ГКР
		ИТОГО		682	7437,7	
59	440-490	НТС	10,9	152	1656,8	ГКР
60		Разминочный и перегрузочный заезд	15,2	20	304	ГКР
61		НТС	10,9	132	1438,8	ГКР
62		Закругление	12,7	20	254	ГКР
63		Камера ожидания	6	5	30	ГКР
64		Квершлаг к гор. 0,0 м (490)	10,9	22	239,8	ГКР
		ИТОГО		351	3923,4	
65		ВСЕГО		3924,00	46918,70	

Таблица 7. Гор. +460 м (30)

№ п.п.	Наименование	Сечение, м ²	Длина, п.м.	Объем, м ³	Вид
1	Блоковый уклон	13	85	1105	ГПР
2	Транспортный штрек жилы «Аксакал»	13	788	10244	ГПР
3	Вент. Орты (погрузочные заезды)	16,4	35	574	ГПР
4	Разведочные штреки подсечки по жиле «Аксакал»	9,7	281	2725,7	ГНР
5	Раскоска существующих штольни	3,3	503	1659,9	ГНР
6	Вент. Квершлаг с камерой КПВ	8	18	144	ГКР
7	ВВ – Запад	6	23	138	ГКР
8	Транспортный штрек жилы «№9»	13	469	6097	ГПР
9	Вент. Орты (погрузочные заезды)	16,4	40	656	ГПР
10	Разведочные штреки подсечки по жиле «№9»	9,7	250	2425	ГНР
11	Раскоска существующих штольни	3,3	177	584,1	ГНР
12	Камера КПВ	8	8	64	ГКР
13	ВВ – Юго-Запад	6	16	96	ГКР
14	Итого		2693	26512,7	

Примечание: Гор. +460 м (30) вскрывается и отрабатывается с помощью погрузо-доставочного оборудования типа Scooptram ST-7 и автосамосвала МТ-2010. Это решение связано с тем, что запасы этого горизонта расположены ближе к поверхности и имеют более высокую мощность, а также необходимостью загрузки ЗИФ свежей рудой.

Таблица 8. Гор. +370 м (120)

<i>№ п.п.</i>	<i>Наименование</i>	<i>Сечение, м²</i>	<i>Длина, п.м.</i>	<i>Объем, м³</i>	<i>Вид</i>
1	Раскоска квершлага ствола шх. "Главная"	3,5	394	1379	ГКР
2	Транспортный штрек жилы "Аксакал"	10,9	1225	13352,5	ГПР
3	Камера "Алимак" (погрузочные заезды)	12,2	375	4575	ГПР
4	Вент. Орты	8	30	240	ГПР
5	Разведочные штреки подсечки по жиле "Аксакал" (раскоска ОШ)	1,5	1226	1839	ГНР
6	Вент. Квершлаг с камерой КПВ	8	35	280	ГКР
7	ВВ - Запад	6	89	534	ГКР
8	Камера КПВ	8	8	64	ГКР
9	ВВ - Восток	6	93	558	ГКР
10	Транспортный штрек жилы "№9"	10,9	370	4033	ГПР
11	Камера "Алимак" (погрузочные заезды)	12,2	195	2379	ГПР
12	Разведочные штреки подсечки по жиле "№9" (раскоска ОШ)	1,5	585	877,5	ГНР
13	Вент. Квершлаг с камерой КПВ	8	33	264	ГКР
14	Склад ППМ	8	23	184	ГКР
15	ВВ - Юго-Запад	6	89	534	ГКР
16	Итого		4770	31093	

Таблица 9. Гор. +290 м (200)

<i>№ п.п.</i>	<i>Наименование</i>	<i>Сечение, м²</i>	<i>Длина, п.м.</i>	<i>Объем, м³</i>	<i>Вид</i>
1	Квершлаг ствола шх. "Главная"	10,9	260	2834	ГКР
2	Разминовочный заезд	10,9	8	87,2	ГКР
3	Углубка ствола шх. "Главная"	11,12	88	978,56	ГКР
4	Транспортный штрек жилы "Аксакал"	10,9	1503	16382,7	ГПР
5	Камера "Алимак" (погрузочные заезды)	12,2	540	6588	ГПР
6	Вент. Орты	8	35	280	ГПР
7	Разведочные штреки подсечки по жиле "Аксакал"	8	1491	11928	ГНР
8	Вент. Квершлаг с камерой КПВ	8	98	784	ГКР
9	ВВ - Запад	6	80	480	ГКР
10	Вент. Квершлаг с камерой КПВ	8	108	864	ГКР
11	ВВ - Восток	6	80	480	ГКР
12	Квершлаг к жиле "№9"	10,9	346	3771,4	ГКР
13	Транспортный штрек жилы "№9"	10,9	365	3978,5	ГПР
14	Камера "Алимак" (погрузочные заезды)	12,2	165	2013	ГПР

№ п.п.	Наименование	Сечение, м ²	Длина, п.м.	Объем, м ³	Вид
15	Разведочные штреки подсечки по жиле "№9"	8	380	3040	ГНР
16	Вент. Квершлаг с камерой КПВ	8	52	416	ГКР
17	Склад ППМ	8	23	184	ГКР
18	ВВ - Запад	6	80	480	ГКР
19	Итого		5702	55569,4	

Таблица 10. Гор. +210 м (280)

№ п.п.	Наименование	Сечение, м ²	Длина, п.м.	Объем, м ³	Вид
1	Квершлаг ствола шх. "Главная"	10,9	229	2496,1	ГКР
2	Разминочный заезд	10,9	8	87,2	ГКР
3	Углубка ствола шх. "Главная"	11,12	80	889,6	ГКР
4	Камера КПВ	8	8	64	ГКР
5	Центральный рудоспуск	6	80	480	ГКР
6	ПРСВМ	8	45	360	ГКР
7	Заезд к КРСО	10,9	10	109	ГКР
8	КРСО	32,12	20	642,4	ГКР
9	Автомойка	17,5	12	210	ГКР
10	Кольцевая	10,9	96	1046,4	ГКР
11	Вент. Восстающий	4	12	48	ГКР
12	Транспортный штрек жилы "Аксакал"	10,9	1474	16066,6	ГПР
13	Камера "Алимак" (погрузочные заезды)	12,2	540	6588	ГПР
14	Вент. Орты	8	30	240	ГПР
15	Разведочные штреки подсечки по жиле "Аксакал"	8	1473	11784	ГНР
16	Вент. Квершлаг с камерой КПВ	8	42	336	ГКР
17	ВВ - Запад	6	80	480	ГКР
18	Вент. Квершлаг с камерой КПВ	8	125	1000	ГКР
19	Склад ППМ	8	23	184	ГКР
20	ВВ - Восток	6	80	480	ГКР
21	Итого		4467	43591,3	

Таблица 11. Гор. +130 м (360)

№ п.п.	Наименование	Сечение, м ²	Длина, п.м.	Объем, м ³	Вид
1	Квершлаг ствола шх. "Главная"	10,9	175	1907,5	ГКР
2	Разминочный заезд	10,9	8	87,2	ГКР
3	Углубка ствола шх. "Главная"	11,12	80	889,6	ГКР
4	Насосная камера с водосборниками			1270	ГКР
5	Камера КПВ	8	8	64	ГКР
6	Центральный рудоспуск	6	80	480	ГКР

№ п.п.	Наименование	Сечение, м ²	Длина, п.м.	Объем, м ³	Вид
7	Транспортный штрек жилы "Аксакал"	10,9	1485	16186,5	ГПР
8	Камера "Алимак" (погрузочные заезды)	12,2	540	6588	ГПР
9	Вент. Орты	8	35	280	ГПР
10	Разведочные штреки подсечки по жиле "Аксакал"	8	1482	11856	ГНР
11	Вент. Квершлаг с камерой КПВ	8	66	528	ГКР
12	ВВ - Запад	6	80	480	ГКР
13	Вент. Квершлаг с камерой КПВ	8	64	512	ГКР
14	Склад ППМ	8	23	184	ГКР
15	ВВ - Восток	6	80	480	ГКР
16	Итого		4206	41792,8	

Таблица 12. Гор. +50 м (440)

№ п.п.	Наименование	Сечение, м ²	Длина, п.м.	Объем, м ³	Вид
1	Квершлаг ствола шх. "Главная"	10,9	151	1645,9	ГКР
2	Разминочный заезд	10,9	8	87,2	ГКР
3	Углубка ствола шх. "Главная"	11,12	80	889,6	ГКР
4	Камера КПВ	8	8	64	ГКР
5	Центральный рудоспуск	6	80	480	ГКР
6	Транспортный штрек жилы "Аксакал"	10,9	1077	11739,3	ГПР
7	Камера "Алимак" (погрузочные заезды)	12,2	360	4392	ГПР
8	Вент. Орты	8	30	240	ГПР
9	Разведочные штреки подсечки по жиле "Аксакал"	8	1089	8712	ГНР
10	Вент. Квершлаг с камерой КПВ	8	18	144	ГКР
11	ВВ - Запад	6	81	486	ГКР
12	Вент. Квершлаг с камерой КПВ	8	71	568	ГКР
13	ВВ - Восток	6	80	480	ГКР
14	Соединительный квершлаг	8	35	280	ГКР
15	Склад ППМ	8	23	184	ГКР
16	Развед штрек по жиле "Аксакал"	8	264	2112	ЭРР
17	Итого		3455	32504	

Таблица 13. Гор. +0,0 м (490)

№ п.п.	Наименование	Сечение, м ²	Длина, п.м.	Объем, м ³	Вид
1	Квершлаг ствола шх. "Главная"	10,9	263	2866,7	ГКР
2	Вент. Квершлаг с камерой КПВ	8	88	704	ГКР
3	ГВВ	7	50	350	ГКР
4	Разминочный заезд	10,9	8	87,2	ГКР
5	Углубка ствола шх. "Главная"	11,12	60	667,2	ГКР

№ п.п.	Наименование	Сечение, м ²	Длина, п.м.	Объем, м ³	Вид
6	Центральный рудоспуск с дозаторной камерой			600	ГКР
7	Насосная камера с водосборниками			1270	ГКР
8	Транспортный штрек жилы "Аксакал"	10,9	755	8229,5	ГПР
9	Камера "Алимак" (погрузочные заезды)	12,2	255	3111	ГПР
10	Вент. Орты	8	25	200	ГПР
11	Разведочные штреки подсечки по жиле "Аксакал"	8	764	6112	ГНР
12	Вент. Квершлаг с камерой КПВ	8	160	1280	ГКР
13	Склад ППМ	8	23	184	ГКР
14	ВВ - Восток	6	50	300	ГКР
15	Итого		2501	25961,6	

3.7.1 Расчет необходимого количества самоходного горного оборудования для проходки НТС

При расчетах производительности СБУ и ПДМ использовалась «Единая методика расчета самоходного горного оборудования на Норильских подземных рудниках», «Единые нормы выработки и времени...», другие действующие методические и нормативные документы.

Принятые при расчете исходные показатели определялись, как правило, путем интерполяции соответствующих показателей аналогичных машин, применяемых на рудниках. При этом учитывались горно-геологические, горнотехнические и технологические условия его применения на месторождении «Акбакай».

Исходные данные, принятые в расчетах согласно методике, должны, уточняться в процессе опытно-промышленных испытаний по результатам наблюдений.

Расчет производительности СБУ

Применяемое оборудование: - СБУ Boomer T-1D – на проходке наклонного съезда (НТС-2), горно-капитальные работы:

Техническая производительность СБУ определяется по формуле:

$$A_{\text{т}}^{\text{БУ}} = \frac{N_{\text{стр}} K_{\text{стр}}}{\frac{1}{V_6 K_{\text{гл}}} + \sum t_i^{\text{Б}}}, \text{ м/мин.}$$

Где, $N_{\text{стр}}$ – число бурильных машин (стрел), шт;

$K_{\text{стр}}$ – коэффициент одновременности работы бурильных машин;

V_6 – скорость бурения, м/мин;

$K_{\text{гл}}$ – коэффициент изменения в зависимости от глубины бурения;

$\sum t_i^{\text{Б}}$ – суммарное время на выполнение вспомогательных операций, мин/м.

Сменная производительность СБУ рассчитана на основе технической производительности и расчетного времени работы СБУ в течение смены с учетом перегонов СБУ из забоя в забой или на место отстоя.

$$A_{\text{см}}^{\text{БУ}} = A_{\text{т}}^{\text{БУ}} \times T_{\text{он}}^{\text{БУ}} \times K_{\text{отд}}^{\text{БУ}} \times K_{\text{ис}}^{\text{БУ}}, \text{ м/смену.}$$

Где: $T_{\text{он}}^{\text{БУ}}$ – расчетное оперативное время работы СБУ в течение смены, мин/смену.

$$T_{\text{он}}^{\text{БУ}} = T_{\text{см}} - T_{\text{из}}^{\text{БУ}} - T_{\text{обсл.}}^{\text{БУ}} - T_{\text{лн}} - T_{\text{мн}}^{\text{БУ}}, \text{ мин/смену.}$$

Где: $T_{см}$ – средняя продолжительность рабочей смены, мин;
 $T_{пз}^{БУ}$ – норма времени на подготовительно-заключительные операции, мин/смену;
 $T_{обсл.}^{БУ}$ – норма времени на ежесменное обслуживание СБУ, мин/смену;
 $T_{лп}$ – норма времени на личные потребности, $T_{лп} = 15$ мин/смену;
 $T_{тп}^{БУ}$ – норма времени на технологические перерывы в течении смены, мин/смену;

$$T_{тп}^{БУ} = 0,12 \frac{L_{отг}^{БУ}}{V_{тр}^{БУ}} + 20, \text{ мин/смена.}$$

Где, $L_{отг}^{БУ}$ – средняя длина переезда в рабочий забой и отгона СБУ после бурения, м;
 20 – среднее время на непредвиденные простои СБУ, мин/смену;
 $V_{тр}^{БУ}$ – средняя транспортная скорость СБУ, км/час;
 $K_{отд}^{БУ}$ – коэффициент, учитывающий время отдыха оператора;

$$K_{отд}^{БУ} = 1 - \frac{\tau_{отг}^{БУ}}{100}.$$

Где, $\tau_{отг}^{БУ}$ – норматив на отдых, % от оперативного времени;
 $K_{ис}^{БУ}$ – коэффициент сменного использования СБУ;

Таблица 14. Исходные данные для расчета производительности СБУ

Наименование показателя		Обознач.	Ед. изм.	Boomer 104	Boomer 282
Крепость по Протодяконову		f_p	катег.	14	14
Диаметр шпура (скв.)		$d_{шп}$	мм	45	45
Ср. длина шпура (скв.)		$\ell_{ср}$	м	3,0	3,0
Число бур. машин		$N_{бм}$	шт.	1	2
Одновр. раб. бур/м		$K_{бм}$	д.ед.	1,0	0,80
Мощность перфоратора		P	кВт	15	15
Скор. бур.	Механическая	$V_{бм}$	м/мин.	1,30	1,30
	Коэфф. глубины	$K_{гд}$	д.ед.	0,95	0,95
	Расчетная	V_B	м/мин.	1,24	1,24
Норма на вспом. операции		$\Sigma t_{\delta}^{\delta}$	мин./шп м.	1,10	1,20
Продолж. смены		$T_{см.}$	мин.	480	480
Подг. закл. операции		$T_{пз}$	мин.	20	20
Время на тех. обслуж.		$T_{обсл.}$	мин.	21	21
Время личн. надобн.		$T_{лп}$	мин.	10	10
Норматив на отдых		$\tau_{отд.}$	%	7	7
Ср. расстояние отгона		$L_0^{БУ}$	м	600	600
Скорость трансп.		$V_{тр}^{БУ}$	км/ч	5	5
Время технол. перерыва		$T_{тп}^{БУ}$	мин./см	20	20
Коэфф. исп. СБУ в смене		K_c	д.ед.	0,81	0,81
Число смен в сутки		n_1	смен	3	3
Число раб. дней в голу		n_2	дней	340	340
Выход с 1м шпура (скв.)		λ	м ³ /м	0,3	0,3
Коэфф. неравном. горных работ		$K_{нгр}^{БУ}$	д.ед.	0,8	0,8

Таблица 15. Расчет производительности СБУ

Модуль СБУ	Вид работ	$d_{шп}$ мм	$\ell_{ср}$ м	A_m м/мин	$A_{см},$ $T_{см} = 8 \text{ час.}$		$A_{год}$ при $T = 340 \text{ дней}$	
					шпм /см	м3/см	т.м3/ год	т.м/ год
Boomer 104	ГПР	45	3,0	0,52	155, 7	39,3	35,93	97,0
Boomer 282	ГПР	45	3,0	0,8	236, 7	59,7	54,62	147,5

Следовательно, при глубине шпуров $L=3,0$ м, общего среднего числа шпуров на забой $N_{шп} = 40$, общая глубина составит – 120 шпурометров на НТС на один цикл. Время обурирования забоя СБУ Boomer-T-1D $\approx 3 \text{ часа } 20'$, Boomer 104 $\approx 5 \text{ часа } 4'$.

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

$$\text{Boomer} - 282 - T_{обор}^{заб} = \frac{120}{0,8 \times 0,93 \times 0,81} = 200 \text{ мин или } 3 \text{ часа } 20 \text{ мин.}$$

$$\text{Boomer} - 104 - T_{обор}^{заб} = \frac{120}{0,52 \times 0,93 \times 0,81} = 304 \text{ мин или } 5 \text{ часа } 4 \text{ мин.}$$

При проходке НТС, при глубине шпуров $L=3,0$ м, время обурирования забоя СБУ Boomer-282 $\approx 3 \text{ часа } 20'$, Boomer 104 $\approx 5 \text{ часа } 04'$.

Из приведенных выше расчетов проектом принимается на бурение шпуров проходческого забоя НТС принимается СБУ - **Boomer- T-1D**.

Расчет производительности ПДМ:

Применяемое оборудование:

- на проходке наклонного съезда ПДМ ST-7, грузоподъемностью 6,0 т, емкость ковша 3,6 м³, мощность двигателя 182 л.с.

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

$$A_T^{ПДМ} = \frac{60 \omega_{ков} \varphi_{ков}}{(t_3 + t_p + t_v + \frac{0,12L}{V_{ср}}) + K_{раз}}, \text{ м}^3/\text{час (в массиве)}.$$

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

$$\omega_{ков} \leq \frac{R^{ПДМ} K_{раз}}{\varphi_{ков} \gamma_{пор}}, \text{ м}^3.$$

Где, $R^{ПДМ}$ – грузоподъемность ПДМ, т, $R^{3,5} = 6,0$ т;
 $K_{раз}$ – коэффициент разрыхления горной массы, $K_{разр.} = 1,5$;
 $\varphi_{ков}$ – коэффициент заполнения ковша, $\varphi_{ков.} = 0,9$;
 $\gamma_{пор}$ – плотность горной массы (в массиве), $\gamma_n = 2,7 \text{ т/м}^3$; $\gamma_p = 2,73 \text{ т/м}^3$;
 t_3 – норма времени на загрузку ковша, мин/рейс;
 t_p – норма времени на разгрузку ковша, мин/рейс;
 t_v – норма времени на вспомогательные операции, мин/рейс;
 L – расстояние доставки от забоя до места перегрузки, м;
 $V_{ср}$ – средняя скорость движения груженой и порожней ПДМ, км/час.

Сменная производительность ПДМ определяется по выражению:

$$A_{см}^{ПДМ} = \frac{A_T^{ПДМ} T_{оп}^{ПДМ}}{60} K_{отд}^{ПДМ} K_{исп}^{ПДМ}, \text{ м}^3/\text{см.}$$

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

$$T_{оп.}^{ПД} = T_{см.} - T_{пз}^{ПД} - T_{обс.}^{ПД} - T_{ли} - T_{пт}^{ПД}, \text{ мин/смену.}$$

Где, $T_{пз}^{ПД}$ – норма времени на подготовительно-заключительные операции (прием смены, осмотр и опробование машины, перегоны ПДМ в течение смены, осмотр и приведение рабочего места в безопасное состояние, очистка от грязи, сдача смены), мин/смену;

$T_{обс.}^{ПД}$ – норма времени на ежесменное обслуживание (заправка машины, смазка машины, мелкий ремонт), мин/смену;

$T_{ли}$ – норма времени на личные нужды, $T_{см} = 10$ мин/смену;

$T_{пт}^{ПД}$ – время перегона ПДМ от места стоянки до места работы и обратно:

$$T_{пт}^{ПДМ} = \frac{0,12L_{отс}}{V_{сп}^{ПДМ}} + 25, \text{ мин/смена.}$$

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

Таблица 16. Исходные данные для расчета производительности ПДМ

Наименование показателя	Вид работ	Обозначение	Ед. изм.	Значение
				показателей ПДМ Scooptram ST-7
Грузоподъемность		P_n	т	3,6
Емкость ковша оптимальная	для породы	$W_{ков}$	м ³	1,5
	для руды			-
Емкость расчетная				1,4
Коеф. разрыхления		$K_{раз.}$	д.ед.	1,5
Коеф. заполнения ковша		$\Phi_{ков.}$	д.ед.	0,9
Плотность	породы	γ_n	т/м ³	2,7
	руды	γ_p		2,73
Время загрузки ковша	породы	t_z	мин./рейс	0,5
	руды			0,5
Время разгрузки ковша		t_p	мин/рейс	0,3
Время на вспом операции		$t_6^{ПД}$	мин/рейс	0,7
Ср. скорость (груз. и пор. ПДМ)		$V_{сп.}^{ПД}$	км/час	7,2
Продолж. смены		$T_{см}$	мин/см	480
Подг. заключ. операции		$T_{пз}^{ПД}$	мин/см	17
Обслуживание рабочего места		$T_{об}^{ПД}$	мин/см	17
Время на личные надобности		$T_{ли}$	мин/см	10
Оперативное время	проходка	$T_{оп}$	мин/см	405
См. расстояние от забоя до гаража	проходка	$L_{отс}$	м	200
Технологические простои	проходка	$T_{мпп}$	мин/см	27
Нормативы отдыха		$t_{отд.}^{ПД}$	%	10
Коеффициент отдыха		$K_{отд.}^{ПД}$	д.ед.	0,90
Число смен в сутки		$N_{см.}$	смен/сут.	3

Наименование показателя	Вид работ	Обозначение	Ед. изм.	Значение показателей ПДМ
				Scooptram ST-7
Число рабочих суток в году		$N_{сут.}$	сут/год	340
Коэф. использования за смену		$K_{ис}^{ПД}$	д.ед.	0,83
Коэф. неравномерн. горных работ в году		$K_{нр.}^{ПД}$	д.ед.	0,80

Таблица 17. Сводная таблица расчета производительности ПДМ

Длина транспортировки, L, м	Техн. пр-ть $A_m^{ПД}$, $м^3/час$		Сменная произ-ть $A_{см.}^{ПД}$, $м^3/см.$		Годовая произ-ть., $A_{год}^{ПД}$, $тыс.м^3/год$	
	Марка ПДМ					
	$ST-3,5$	$ST-2D$	$ST-3,5$	$ST-2D$	$ST-3,5$	$ST-7$
50	43	19,3	216,7	96,7	198,3	88,46
100	34,6	14,2	174,2	71,2	159,4	65,18
150	28,9	11,3	145,7	56,4	133,3	51,6
200	24,8	9,3	125,2	46,7	114,54	42,71
250	21,8	7,9	109,7	39,8	100,4	36,43
300	19,4	6,9	97,7	34,7	89,37	31,76

Анализ сравнительной таблицы по производительности ПДМ показывает:

- Используемая на проходке наклонного съезда **ПДМ ST-3,5** при средней длине транспортировки **$L=200,0$ м** от забоя (расстояние между перегрузочными заездами – 200,0 м) за час перевозит **$32,3 \text{ м}^3$** отбитой горной массы.
- При тех же условиях работы **ПДМ ST-7** за смену перевозит **$11,2 \text{ м}^3$** .

Следовательно забой ($V=27,8 \text{ м}^3$) будет убран за:

- **52 мин – ST-3,5;**
- **2 часа 28 мин – ST-7.**

Так как по характеристикам мощности ДВС, которые негативно влияет на вентиляцию забоя более привлекательным является **ПДМ ST-7 (84 л.с.)**.

Для проходки НТС проектом выбирается ПДМ – **Scooptram ST-7**.

Расчет необходимого количества автосамосвалов МТ-2010 при проходке НТС

1. Объем грузоперевозок, одна отпалка за цикл – **$V = 27,8 \text{ м}^3/75,1 \text{ м}$** .
2. Продолжительность движения груженого автосамосвала по наклонному съезду:

$$T_{гр} = \frac{L_M}{V_{гр} K_H}, \text{мин.}$$

Где, $L_{гр}$ – протяженность съезда по очередности проходки;
 V – скорость движения груженого автосамосвала на подъем по НТС;
 K_H – коэффициент неравномерности движения.

3. Продолжительность движения порожнего автосамосвала по наклонному съезду:

$$T_{пор} = \frac{L_M}{V_{пор} K_H}, \text{мин.}$$

Где, $V_{пор.}$ – скорость движения порожнего автосамосвала на спуск по НТС.

4. Средняя продолжительность одного рейса:

$$T_p = K_n \times (T_{зат.} + T_{гр} + T_{пор.} + T_{разг.}), \text{ мин.}$$

Где, $T_{зат.}$ – время загрузки автосамосвала погрузочной доставочной машиной;

$T_{гр}$ – продолжительность движения груженого автосамосвала;

$T_{пор.}$ – продолжительность движения порожнего автосамосвала;

$T_{разг.}$ – время разгрузки автосамосвала.

5. Расчетная загрузка кузова автосамосвала **МТ-2010**:

$$Z_{TM} = \frac{K_1 V_{куз} \gamma}{K_p}, \text{ тн.}$$

Где, K_1 – коэффициент заполнения кузова;

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

γ – удельный вес породы, т/м^3 ;

K_p – коэффициент разрыхления;

6. Сменная производительность автосамосвала по вывозке горной массы

$$\Phi_{см} = \frac{60 T_{см} Z_{TM} K_{ис}}{(T_p K_n K_a)}, \text{ тн/см.}$$

Где, $T_{см}$ – продолжительность смены, час.

$Z_{г.м.}$ – расчетная загрузка кузова автосамосвала, т;

$K_{ис.}$ – коэффициент использования автосамосвала;

T_p – протяженность рейса, мин;

K_n – коэффициент неравномерности работы;

K_a – коэффициент, учитывающий вспомогательные и резервные работы.

Таблица 18. Исходные данные для расчета производительности автосамосвалов МТ-2010 для проходки наклонного съезда

Наименование	Обозначение	Ед. изм.	Значение
Расстояние от стоянки до забоя	$L_{отс}$	П.м.	400
Скорость движения МТ-2010	$V_{зр}$	м/мин	131,7
	$V_{пор}$		243,3
Емкость кузова МТ-2010	$V_{куз}$	м^3	12,1
Объем горной массы за цикл	$Q_{ц}$	т	96,4
Плотность горной массы в массиве	$\gamma_{пор}$	т/м^3	2,7
Кэф. разрыхления	$K_{раз}$		1,5
Время загрузки МТ-2010	$T_{зат.}$	мин	5
Время разгрузки МТ-2010	$T_{разг.}$	мин	0,5
Прод. смены	$T_{см}$	мин/см	480
Подг. заключ. операции	$T_{пз}$	мин/см	20
Обслуж. рабочего места	$T_{об}$	мин/см	15
Время на личные надобности	$T_{ли}$	мин/см.	10
Норматив отдыха	$t_{отд}$	%	7
Кэф. отдыха	$K_{отд}$		0,93
Число смен в сутки	N	см/сут	3
Число рабочих суток в году	$N_{сут}$	сут/год	340
Кэф. заполнения кузова	$K_{зан}$		0,9
Кэф. использования МТ-2010	$K_{исп}$		0,75
Кэф. сменного использования	$K_{см.ис}$		0,83
Кэф. неравномерности	K_n		1,1

Наименование	Обозначение	Ед. изм.	Значение
Коэф. вспомог. и резервных рейсов	K_a		1,15
Коэф. резерва			1,2

На вывозку горной массы потребуется:

- до горизонта +140 м (360) проходки НТС – **1 ед. МТ-2010;**
- до горизонта 0,0 м (490) проходки НТС (до конца проходки) – **2 ед. МТ-2010.**

Общее количество СХО на проходку НТС до гор. +130 м (360) будет составлять - **3**

ед, в том числе:

- СБУ Boomer T-1D – 1ед;
- ПДМ Scooptram ST-7 – 1 ед;
- автосамосвал МТ-2010 – 1 ед.
- До гор. 0,0 м (490) – **4 ед**, в том числе:
- СБУ Boomer T-1D – 1ед;
- ПДМ Scooptram ST-7 – 1 ед;
- автосамосвал МТ-2010 – 2 ед.

Таблица 19. Сводная таблица расчета производительности автосамосвала МТ-2010 при проходке НТС

Наименование	Обозначение	Ед. изм.	Участки проходки НТС					
			Гор. +490-370 м (0-120)	Гор. +490-290 м (0-200)	Гор. +490-210 м (0-280)	Гор. +490-130 м (0-360)	Гор. +490-50 м (0-440)	Гор. +490-00 м (0-490)
Протяженность НТС	$L_{НТС}$	П.м.	535	1120	1660	2200	2740	3100
Продолжительность движения груженого автосамосвала	$T_{гр} = \frac{L_M}{V_{гр} K_H}$	мин	5,9	12,3	18,3	24,2	30,1	34,1
Продолжительность движения порожного автосамосвала	$T_{пор} = \frac{L_M}{V_{пор} K_H}$	мин	1,8	3,7	5,5	7,3	9	10,2
Продолжительность одного рейса автосамосвала	$T_p = K_H (T_{заб.} + T_{гр.} + T_{п.} + T_{разг.})$	мин	14,5	23,7	32,2	40,7	49,2	51,3
Общее время рейса по перевозке	$T = N_{необ.} \times T_p$	мин	110	179,9	244,5	309,1	373,6	416,7
Расчетное количество рейсов в смену	$N_p = \frac{T_{ц}}{T_p} K_{отд}$	рейс	21,8	13,3	9,8	7,7	6,4	5,7
Необходимое количество рейсов	$N_{необ} = \frac{Q_{ц}}{Z_{г.м.}}$	рейс/с м	7,6	7,6	7,6	7,6	7,6	7,6
Расчетная загрузка кузова автосамосвала	$Z_{г.м.} = \frac{K_1 V_{куз} \gamma}{K_p}$	тонн	9,9	9,9	9,9	9,9	9,9	9,9
Объем перевозок за смену	$V_{см.} = Z_{г.м.} \times N_p$	тонн	214,7	131,2	96,6	76,4	63,2	56,7
Необходимое количество автосамосвала в смену	$N_{см}$	Ед.	0,3	0,6	0,8	1	1,2	1,3
Коэффициент резерва	$K_{рез}$		1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2
Инвентарное число МТ-2010	$N_{инв}$		1	1	1	2	2	2

3.7.2 Расчет параметров БВР при проходческих работах

Исходные данные:

- принятая глубина шпуров – 3,0 м;
- диаметр шпуров – 45 мм;
- применяемое ВВ – аммонит 6ЖВ, патронированный Ø45мм, аммонал 200, патронированный, Гранулит АС-8;
- средства инициирования – детонирующий шпур ДШ, СИНВ-Ш, электродетонаторы ЭДЗН;
- порядок инициирования – обратный;
- вруб – призматический;
- ручная зарядка.

Определим объем отбиваемой горной массы за один цикл:

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

Где, $S_{пр.}$ – поперечное сечение выработки в проходке, $S_{пр.} = 10,9 \text{ м}^2$;
 $\ell_{ш}$ – глубина шпуров, м, $\ell_{ш} = 3,0 \text{ м}$;
 η – коэффициент использования шпура, $\eta = 0,85$.

$$V_{г.м.} = 10,9 \times 3,0 \times 0,85 = 27,8 \text{ м}^3.$$

Определим удельный расход ВВ:

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

Где, S_I – коэффициент структуры породы, для пород дислоцированных с малой трещиноватостью, принимаем $S_I = 1,4$;

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

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

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

q_n – нормальный расход ВВ, зависящий от крепости горных пород, для пород с $f = 14$, $q_n = 1,07$.

$$V_1 = \frac{3 \times 3}{\sqrt{10,9}} = 2,73.$$

Отсюда,

$$q = 1,07 \times 1,4 \times 2,73 \times 1 = 4,08 \text{ кг/м}^3.$$

Определим расход ВВ за цикл (на одну отпалку):

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

$$Q_{ц} = 27,8 \times 4,08 = 113,5 \text{ кг.}$$

Определим массу шпурового заряда:

$$q_z = 0,785 \times d_n^2 \times \ell_{ш} \times K_z \times \rho_{вв}, \text{ кг.}$$

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

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

$\rho_{вв}$ – плотность ВВ в патроне, кг/м^3 , для патронированного аммонита №6 ЖВ $\rho_{вв} = (1,0 - 1,2) \text{ г/см}^3$, принимаем 1100 кг/м^3 .

$$q_z = 0,785 \times 0,045^2 \times 3 \times 0,7 \times 1100 = 3,67 \text{ кг.}$$

Определим расчетное число шпуров на забой:

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

$$N = \frac{113,15}{3,67} = 30,91 \sim 31 \text{ шт.}$$

Определим линию наименьшего сопротивления (далее ЛНС):

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

Где, m – коэффициент сближения зарядов, зависящий от крепости пород, принимаем, $m = 1,0$;

q_m – вместимость одного шпура, определяется по формуле

$$q_m = 0,785 \times d_n^2 \times \rho_{зар.}, \text{ кг/м,}$$

где, $\rho_{зар.}$ – плотность заряжения, кг/м³, принимаем $\rho_{зар.} = 1000 \text{ кг/м}^3$, (при механизированной зарядке $\rho_{зар.} = 1100 \text{ кг/м}^3$)

$$q_m = 0,785 \times 0,045^2 \times 1000 = 1,59 \text{ кг/м.}$$

$$W = \sqrt{\frac{1,43}{3,67 \times 1,0}} = 0,66 \text{ м.}$$

Определим расположение оконтуривающих шпуров:

- расстояние между оконтуривающими шпурами по бортам выработки:

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

$$a_{ок. б.} = 1,0 \times 0,66 = 0,66 \text{ м;}$$

- расстояние между оконтуривающими шпурами по почве выработки:

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

$$a_{ок. поч.} = 0,85 \times 0,66 = 0,56 \text{ м;}$$

- расстояние между оконтуривающими шпурами по кровле выработки:

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

$$a_{ок.кр.} = 1,15 \times 0,66 = 0,76 \text{ м.}$$

Определим величину зарядов ВВ, учитывая коэффициент заполнения шпуров:

- для врубовых шпуров:

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

$$Q_{вр.} = 1,15 \times 3,67 = 4,22 \text{ кг;}$$

- для отбойных и оконтуривающих шпуров:

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

$$Q_{отб. ок.} = 0,925 \times 3,67 = 3,4 \text{ кг.}$$

Определяем общее количество ВВ на взрываеваемый забой НТС:

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

$$Q_{вв} = (4 \times 4,22) + (20 \times 3,4) + (20 \times 3,4) = 136,0 \text{ кг/цикл.}$$

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

$N_{отб.}$ – количество отбойных шпуров, $N_{отб.} = 11$ шт;

$N_{ок.}$ – количество оконтуривающих шпуров, $N_{ок.} = 17$ шт.

Примечание: Параметры БВР разработаны на основании паспортов БВР при проведении горных выработок с применением самоходного оборудования на руднике «Акбакай» в соответствии с «ПОПБ при взрывных работах» и «ПОПБ при ведении работ подземным способом».

Расчетные параметры БВР определяются окончательно опытными взрывами.

Таблица 20. Сводная таблица расчета БВР на проходческие работы гор. +460 м (30)

Наименование шпуров	Креп. по М.М. Протодьяконову	Количество шпуров на забой		Ø шпуров, мм	Глубина одного шпура, м	Общая глубина шпуров, шпм		Вес заряда при зарядке, кг		ЛНС, расчетное, м	Ср. величина заряда в шпуре, кг	
		Ручная зарядка, шт	Механизированная зарядка, шт			При ручной зарядке	При механизированной зарядке	Аммонит №6 ЖВ, кг	ANFO или гранулированные ВВ, кг		Ручная зарядка, кг	Мех. зарядка, кг
При S = 13,0 м² (Транспортный штрек)												
Врубовые, «0» шт.	14	1	1	45	3,2	3,2	3,2	-	-	-	-	-
Врубовые, шт	14	4	4	45	3,2	12,8	12,8	16,89	18,43	0,2	4,22	4,61
Отбойные, шт	14	20	18	45	3	60	54	67,93	66,7	0,5	3,4	3,71
Оконтуривающие боковые, шт	14	8	7	45	3	24	21	27,17	25,94	0,62	3,4	3,71
Оконтуривающие по кровле, шт	14	5	5	45	3	15	15	16,98	18,53	0,72	3,4	3,71
Оконтуривающие по почве, шт	14	7	6	45	3	21	18	23,78	22,23	0,53	3,4	3,71
Всего на забой	14	45(44)	41(40)			136	124	152,76	151,82			
Удельный расход ВВ, кг/м³								4,34	4,31		3,47	3,79
При S = 15,0 м² (повороты)												
Врубовые, «0» шт.	14	1	1	45	3,2	3,2	3,2	-	-	-	-	-
Врубовые, шт	14	4	4	45	3,2	12,8	12,8	16,89	18,43	0,2	4,22	4,61
Отбойные, шт	14	21	19	45	3	63	57	71,33	70,4	0,53	3,4	3,71
Оконтуривающие боковые, шт	14	6	6	45	3	18	18	20,38	22,23	0,66	3,4	3,71
Оконтуривающие по кровле, шт	14	7	6	45	3	21	18	23,78	22,23	0,76	3,4	3,71
Оконтуривающие по почве, шт	14	8	7	45	3	24	21	27,17	25,94	0,56	3,4	3,71
Всего на забой	14	47(46)	43(42)			142	130	159,55	159,23			
Удельный расход ВВ, кг/м³								3,96	3,95		3,46	3,79
При S = 16,4 м² (разминопочные и перегрузочные заезды)												
Врубовые, «0» шт.	14	1	1	45	3,2	3,2	3,2	-	-	-	-	-
Врубовые, шт	14	4	4	45	3,2	12,8	12,8	16,89	18,43	0,2	4,22	4,61
Отбойные, шт	14	22	20	45	3	66	60	74,73	74,11	0,53	3,4	3,71
Оконтуривающие боковые, шт	14	10	8	45	3	30	24	33,97	29,64	0,66	3,4	3,71
Оконтуривающие по кровле, шт	14	5	5	45	3	15	15	16,98	18,53	0,76	3,4	3,71
Оконтуривающие по почве, шт	14	7	6	45	3	21	21	23,78	22,23	0,56	3,4	3,71
Всего на забой	14	49(48)	44(43)			148	133	166,34	162,94			
Удельный расход ВВ, кг/м³								3,98	3,9		3,46	3,78
При S = 9,7 м² (разведочный штрек подсечки)												
Врубовые, «0» шт.	14	1	1	45	3,2	3,2	3,2	-	-	-	-	-
Врубовые, шт	14	4	4	45	3,2	12,8	12,8	18,43	16,89	0,2	4,22	4,61
Отбойные, шт	14	8	7	45	3	24	21	29,64	23,78	0,6	3,4	3,71

Наименование шпуров	Креп. по М.М. Протодяконову	Количество шпуров на забой		Ø шпуров, мм	Глубина одного шпура, м	Общая глубина шпуров, шпм		Вес заряда при зарядке, кг		ЛНС, расчетное, м	Ср. величина заряда в шпуре, кг	
		Ручная зарядка, шт	Механизированная зарядка, шт			При ручной зарядке	При механизированной зарядке	Аммонит №6 ЖВ, кг	ANFO или гранулированные ВВ, кг		Ручная зарядка, кг	Мех. зарядка, кг
Оконтуривающие боковые, шт	14	6	6	45	3	18	18	22,23	20,38	0,66	3,4	3,71
Оконтуривающие по кровле, шт	14	4	4	45	3	12	12	14,82	13,59	0,78	3,4	3,71
Оконтуривающие по почве, шт	14	6	5	45	3	18	15	22,23	16,98	0,56	3,4	3,71
Всего на забой	14	29(28)	27(26)			84,8	78,8	107,36	91,62			
Удельный расход ВВ, кг/м³								4,34	3,7		3,46	3,78
При S = 4 м² (вент. и отрезной Восстающие)												
Врубовые, «0» шт.	14	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Врубовые, шт	14	4	-	42	2	8	-	8,8	-	0,55	1,1	-
Оконтуривающие, шт	14	12	-	42	1,8	21,6	-	21,2	-	0,57	0,98	-
Всего на забой	14	16	-	-	-	29,6	-	30,0	-	-	-	-
Удельный расход ВВ, кг/м³								4,41			1,0	

Таблица 21. Сводная таблица расчета БВР на проходческие работы

Наименование шпуров	Креп. по М.М. Протодьяконову	Количество шпуров на забой		Ø шпуров, мм	Глубина одного шпура, м	Общая глубина шпуров, шпм		Вес заряда при зарядке, кг		ЛНС, расчетное, м	Ср. величина заряда в шпуре, кг	
		Ручная зарядка, шт	Механизированная зарядка, шт			При ручной зарядке	При механизированной зарядке	Аммонит №6 ЖВ, кг	ANFO или гранулированные ВВ, кг		Ручная зарядка, кг	Мех. зарядка, кг
При S = 10,9 м² (НТС, квершлаг и штрек)												
Врубовые, «0» шт.	14	1	1	45	3,2	3,2	3,2	-	-	-	-	-
Врубовые, шт	14	4	4	45	3,2	12,8	12,8	16,9	18,43	0,2	4,22	4,61
Отбойные, шт	14	11	10	45	3	33	30	37,36	37,05	0,6	3,4	3,71
Оконтуривающие боковые, шт	14	6	6	45	3	18	18	20,38	22,23	0,66	3,4	3,71
Оконтуривающие по кровле, шт	14	5	4	45	3	15	12	16,98	14,82	0,65	3,4	3,71
Оконтуривающие по почве, шт	14	6	5	45	3	18	18	20,38	18,53	0,6	3,4	3,71
Всего на забой	14	33 (32)	30 (29)			96,8	87,8	112	111,06			
Удельный расход ВВ, кг/м³								4,03	4,0		3,5	3,83
При S = 12,7 м² (закругления)												
Врубовые, «0» шт.	14	1	1	45	3,2	3,2	3,2	-	-	-	-	-
Врубовые, шт	14	4	4	45	3,2	12,8	12,8	16,89	18,43	0,2	4,22	4,61
Отбойные, шт	14	13	11	45	3	39	33	44,16	40,76	0,55	3,4	3,71
Оконтуривающие боковые, шт	14	6	6	45	3	18	18	20,38	22,23	0,66	3,4	3,71
Оконтуривающие по кровле, шт	14	5	5	45	3	15	15	16,98	18,53	0,7	3,4	3,71
Оконтуривающие по почве, шт	14	7	6	45	3	21	18	23,78	22,23	0,6	3,4	3,71
Всего на забой	14	36 (35)	33 (32)			105,8	96,8	122,2	122,18			
Удельный расход ВВ, кг/м³								3,77	3,77		3,49	3,82
При S = 14,5 м² (разминовочные и перегрузочные заезды, вскрывающие квершлаг)												
Врубовые, «0» шт.	14	1	1	45	3,2	3,2	3,2	-	-	-	-	-
Врубовые, шт	14	4	4	45	3,2	12,8	12,8	16,89	18,43	0,2	4,22	4,61
Отбойные, шт	14	16	14	45	3	48	42	54,35	51,88	0,6	3,4	3,71
Оконтуривающие боковые, шт	14	8	8	45	3	24	24	27,17	29,64	0,66	3,4	3,71
Оконтуривающие по кровле, шт	14	6	4	45	3	18	12	20,38	14,82	0,7	3,4	3,71
Оконтуривающие по почве, шт	14	6	6	45	3	18	18	20,38	22,23	0,6	3,4	3,71
Всего на забой	14	41 (40)	37 (36)			120,8	108,8	139,17	137,0			
Удельный расход ВВ, кг/м³								3,76	3,71		3,48	3,81
При S = 8,0 м² (вент. квершлаг, штрек подсечки и развед. Штрек)												
Врубовые, «0» шт.	14	1	1	45	3,2	3,2	3,2	-	-	-	-	-
Врубовые, шт	14	4	4	45	3,2	12,8	12,8	16,89	18,43	0,2	4,22	4,61

Наименование шпуров	Креп. по М.М. Протодьяконову	Количество шпуров на забой		Ø шпуров, мм	Глубина одного шпура, м	Общая глубина шпуров, шпм		Вес заряда при зарядке, кг		ЛНС, расчетное, м	Ср. величина заряда в шпуре, кг	
		Ручная зарядка, шт	Механизированная зарядка, шт			При ручной зарядке	При механизированной зарядке	Аммонит №6 ЖВ, кг	ANFO или гранулированные ВВ, кг		Ручная зарядка, кг	Мех. зарядка, кг
Отбойные, шт	14	12	10	45	3	36	30	40,76	37,05	0,5	3,4	3,71
Оконтуривающие боковые, шт	14	6	5	45	3	18	15	20,38	18,53	0,62	3,4	3,71
Оконтуривающие по кровле, шт	14	5	5	45	3	15	15	16,98	18,53	0,72	3,4	3,71
Оконтуривающие по почве, шт	14	6	6	45	3	18	18	20,38	22,23	0,53	3,4	3,71
Всего на забой	14	34(33)	31(30)			103	94	115,39	114,77			
Удельный расход ВВ, кг/м³								4,15	4,13		3,49	3,82
При S = 12,2 м² (Камера «Алимак»)												
Врубовые, «0» шт.	14	1	1	45	3,2	3,2	3,2	-	-	-	-	-
Врубовые, шт	14	4	4	45	3,2	12,8	12,8	16,89	18,43	0,2	4,22	4,61
Отбойные, шт	14	14	12	45	3	42	36	47,55	44,46	0,5	3,4	3,71
Оконтуривающие боковые, шт	14	6	6	45	3	18	18	20,38	22,23	0,62	3,4	3,71
Оконтуривающие по кровле, шт	14	5	4	45	3	15	15	16,98	14,82	0,72	3,4	3,71
Оконтуривающие по почве, шт	14	7	6	45	3	21	18	23,78	22,23	0,53	3,4	3,71
Всего на забой	14	37(36)	33(32)			112	103	125,58	122,18			
Удельный расход ВВ, кг/м³								4,04	3,93		3,48	3,81
При S = 7 м² (вент. Восстающий - главный)												
Врубовые, «0» шт.	14	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Врубовые, шт	14	10	-	42	2,0	20	-	22,07	-	0,4	2,21	-
Оконтуривающие, шт	14	14	-	42	1,8	25,2	-	24,85	-	0,6	1,78	-
Всего на забой	14	24	-	-	-	45,2	-	46,93	-	-	-	-
Удельный расход ВВ, кг/м³								4,38			1,95	
При S = 6 м² (вент. и буровой Восстающие)												
Врубовые, «0» шт.	14	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Врубовые, шт	14	6	-	42	2,0	12	-	13,24	-	0,55	2,1	-
Оконтуривающие, шт	14	14	-	42	1,8	25,2	-	24,85	-	0,57	1,78	-
Всего на забой	14	20	-	-	-	37,2	-	38,1	-	-	-	-
Удельный расход ВВ, кг/м³								4,15			1,9	
При S = 11,12 м² (Углубка ствола шх. «Главная»)												
Врубовые, «0» шт.	14	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Врубовые, шт	14	14	-	42	2,7	37,8	-	42,92	-	0,47	3,07	-
Оконтуривающие, шт	14	20	-	42	2,5	50	-	49,31	-	0,58	2,47	-
Всего на забой	14	34	-	-	-	87,8	-	92,23	-	-	-	-

Наименование шпуров	Креп. по М.М. Протодяконову	Количество шпуров на забой		Ø шпуров, мм	Глубина одного шпура, м	Общая глубина шпуров, шпм		Вес заряда при зарядке, кг		ЛНС, расчетное, м	Ср. величина заряда в шпуре, кг	
		Ручная зарядка, шт	Механизированная зарядка, шт			При ручной зарядке	При механизированной зарядке	Аммонит №6 ЖВ, кг	ANFO или гранулированные ВВ, кг		Ручная зарядка, кг	Мех. зарядка, кг
Удельный расход ВВ, кг/м ³								3,9			2,71	

Способ взрывания и типы применяемых ВВ и средств инициирования

При производстве горных работ применяются следующие способы взрывания:

- при горнопроходческих работах - электрический, с применением неэлектрических систем СИНВ и EXEL;
- при выпуске руды – электрический с применением ДШ;
- при проходке восстающих выработок скважинами - электрический с применением неэлектрических систем СИНВ и EXEL.

При отбойке руды взрывными скважинами применяется гранулированное ВВ – ANFO, гранулит А-6, АС-8, игданит и др. При вторичном: дроблении – "Аммонит №6ЖВ", "Аммонал-200".

При установке патронов боевиков применяют патронированное ВВ "Аммонит - №6ЖВ" Ø32мм, Ø45мм, "Аммонал-200".

При ведении горно-подготовительных и нарезных работ применяется гранулированное ВВ - патронируемое ВВ "Аммонал-200" Ø32мм, Аммонит 6ЖВ Ø32 мм, а также гранулированные гранулит ANFO, А-6, АС-8, игданит и др.

Заряжение шпуров гранулированными ВВ производится с помощью пневматических зарядчиков типа ЗП-2.

Хозяйство взрывчатых материалов и взрывные работы

Для обеспечения горных работ взрывчатыми материалами проектом предусматривается использование Базисного склада взрывчатых материалов АО «АК «Алтыналмас» на промплощадке «Акбакай». Вместимость склада:

- электродетонаторы – 65 000 шт;
- капсуль детонаторы – 105 000 шт;
- детонационный шнур – 150 000 п.м;
- аммонит 6 ЖВ – 212 400 кг.

Базисный склад состоит из трех хранилищ - №1,2 и 3. №1 построено из кирпича, №2 и 3 построены из железобетонного кирпича. Дата приемки в эксплуатацию 1987 год.

Размеры хранилищ ВМ и расстояния между ними определены из условия одновременного хранения взрывчатых материалов в количестве:

- хранилище ВВ: аммиачно-селитренные ВВ на 40 тонн;
- хранилище СВ: электродетонаторы 10 тыс. штук, капсули детонаторы 65 тыс. штук, детонирующий шнур 50 тыс. метров, огнепроводный шнур 100 тыс. метров.

На территории склада в пределах запретной зоны располагаются: одно хранилище ВВ, одно хранилище СВ.

Запретная зона обнесена ограждением высотой 1,5 м из колючей проволоки. По периметру опасной зоны выставляются предупредительные знаки «Проход запрещен», на подъездной автодороге – знак «Въезд запрещен». Минимальное расстояние от хранилищ ВМ до ограждения принято 20 м.

Для прохода на склад обслуживающего персонала и заезда автотранспорта в ограждении устраиваются распашные ворота шириной 4,6 м с калиткой.

В пределах опасной зоны со стороны ворот на расстоянии 15 м от ограждения располагается караульное помещение.

Безопасное расстояние по действию ударной волны для данного склада определено в 400 м. Расстояние, исключающее возможность передачи детонации от хранилища ВВ к хранилищу СВ, определено в 26 м.

Введенный в эксплуатацию склад ВМ обеспечивает:

- Учет, надлежащие хранение и расходование взрывчатых веществ и средств взрывания, а также безопасное их использование. На складе ВМ в обязательном порядке должны вестись Книга учета прихода и расхода ВМ по форме 1 и Книга

учета выдачи и возврата взрывчатых материалов по форме 2. Они должны быть пронумерованы, прошнурованы и скреплены печатью.

- Допускаются к использованию взрывчатые материалы, имеющие стандарты (технические условия) и разрешение Государственных контролирующих органов.

Спуск ВМ в шахту осуществляется по стволам клетевыми подъемами с использованием платформ и вагонеток, оборудованных для перевозки ВМ. Транспортирование ВМ по горизонту осуществляется электровозным транспортом. На взрывных работах предусматривается применение промышленных ВВ, разрешенных для применения на подземных работах.

Исходя из объема расхода ВВ и в целях увеличения производительности БВР, проектом рекомендуется механизированный способ зарядки.

Для хранения взрывчатых материалов на местах работ предусматривается устройство участковых пунктов хранения (УПХ), представляющих собой огражденную решетчатыми стенками (перегородками) выработку или ее часть, в которой устанавливаются специальные металлические шкафы и контейнеры для ВМ, запирающиеся на замок. Шкафы и контейнеры должны заземляться. Организация работ на УПХ регламентируется специальным положением, утвержденным Главным горняком АО «АК «Алтыналмас».

Порядок проведения буровзрывных работ изложен в разделе 2.5 «Системы разработки, горно-подготовительные и нарезные работы».

Взрывные работы должны осуществляться с соблюдением требований безопасности.

3.7.3. Крепление

При горно-геологических условий месторождения «Аксакал» крепление выработок предусматривается в местах сопряжения.

При проходке выработок в ослабленных и трудных местах горно-геологических условия, по определению геологической службой рудника комиссионно определяется тип и объем крепления.

Проектом предусмотрено несколько видов крепления и крепежных материалов. В основном это – железобетонная крепь, торкрет бетон и комбинированная крепь с применением металлических сеток и торкретирования.

Железобетонная крепь состоит из штанги (арматура класса II – А, Б; Ø-16÷22 мм) и бетонного раствора. Сначала на месте крепления разбуриваются шпур под штанги (L=1,5 м, Ø=42÷45 мм). На головке штанги устанавливается распорная конструкция (пластмассовая) для удержания штанги в шпуре до затвердения бетонного раствора. А в хвостовой части штанги устанавливается пластина (металлическая, размером 10x10 см, δ=3÷5 мм) для удержания бетонного раствора в шпуре. Сетка (шаг) крепления 1,0x1,0 м.

Сначала в шпур заполняется бетонный раствор, затем забивается штанга. Бетонный раствор в шпур заполняется с помощью пневматического бетононасоса («Самовар»).

Торкретирование ослабленной части выработки производится бетонным раствором с помощью специального торкретного аппарата (пневматический). Толщина торкретирования в зависимости от горно-геологических условий от δ≥50 мм.

Комбинированная крепь применяется в особых и исключительных случаях там, где рушатся кровля и борты выработок и где неприменимы ЖБК и торкрет. Металлические сетки (размером ячеек 10x10 см) вставляются на ослабленные части. Они закрепляются на выработку с помощью металлических штаг и сверху производится торкретирование.

Для производства крепежных работ специальной службой рудника составляется и утверждается гл. инженером паспорт крепления. В паспорте крепления должны отражаться точное место крепления, площадь крепления, горно-геологическая характеристика скрепляемого района, вид крепления, расход материалов, пропорция расхода материалов и сетка (шаг) крепления.

3.8. Системы разработки

Рудные тела месторождения «Аксакал» представлены маломощными кварцевыми жилами, расположенными в устойчивых вмещающих породах, лишь в местах сопряжений наклонных и крутопадающих жил наблюдается ослабленные участки, устойчивость пород и руды на этих участках средняя.

Мощность жил невелика и колеблется от 0,4 м до 8,0 м. Средняя мощность порядка 1,6 м.

По углам падения жилы условно делятся на две группы: крутопадающие с углом падения 55° - 85° и пологопадающие, с углом падения 45° - 55° . К крутопадающим относятся жилы «Крутая», «Параллельная» и №9; к пологопадающим относится жила «Аксакал». Углы падения – «Аксакал» – 45° , жилы «Крутая» – 75° , жилы № 9 и «Параллельная» - 80° .

Для указанных условий наиболее приемлемы системы с открытым очистным пространством и сплошной выемкой, а также системы с магазинированием руды. Наилучшие технико-экономические показатели достигаются при системах:

- подэтажно-камерная система разработки с торцевым выпуском руды силой взрыва;
- этажно-камерная система разработки с доставкой руды силой взрыва с применением комплекса «Алимак» (от 550).

В зависимости от элементов залегания для отработки отдельных жил рекомендуется системы сведенные в таблице 22.

Таблица 22. Системы отработки жил месторождения Аксакал

№	Наименование жил	Угол падения, град	Средняя мощность, м	Система разработки и ее параметры
1	2	3	4	5
1	«Аксакал»	45-55	1,6	Подэтажно-камерная система с торцевым выпуском руды силой взрыва. Параметры блока: ширина – 100 м, высота по простиранию – 120-160м. Высота подэтажей (камеры) по простиранию – до 20 м.
2	«Крутая»	68-80	0,76	То же. Параметры блока: ширина - 33 м, высота блока по падению жилы - 83 м.
3	№9	75-85	0,84	То же. Параметры блока: ширина - 33 м, высота блока по падению жилы - 81 м.
4	«Параллельная»	75-85	1,6	То же. Параметры блока: ширина - 33 м, высота блока по падению жилы - 81 м.

Подготовка блоков – полевая, в зависимости от условий выпуска руды: с помощью вибролент при системах для крутопадающих жил; подготовка блоков к очистной выемке для наклонных жил принята для условий доставки руды силой взрыва и гидросмыва.

Транспортировка руды осуществляется по транспортным штрекам, пройденным по висячим бокам жил, из которых проходят камеры под «Алимак». Разбуривание производится из буровых восстающих скважинами диаметром 55 мм.

Средний удельный объем горно-подготовительных работ по руднику составляет $90,4$ - $186,8$ м³ на 1000 тн.

3.8.1. Этажно-камерная система разработки с послонной отбойкой руды глубокими скважинами с применением комплекса «Алимак» (от 45°)

Месторождение «Аксакал» представлено крутопадающими маломощными рудными телами. По падению рудные тела разделяют на этажи. Как показывает практика, в

рассматриваемых условиях рудные тела по простиранию разбивают на блоки при последовательной их отработке по простиранию рудных тел.

Очистная выемка ведется в отступающем порядке от фланга рудного тела. Отработка блока производится спаренными прирезками из буровых восстающих.

Очистной цикл при применении комплекса «Алимак» состоит из отбойки руды в прирезках и суммы операций по перемещению монорельса за подвиганием очистного забоя по простиранию жилы. Демонтаж монорельса при этом производится в несколько приемов снизу-вверх по мере отбойки руды в прирезках, а монтаж его на новом месте – сразу на всю высоту блока сверху вниз.

Выемочный блок закладывается по разведочной линии X-X (центр) по 16,5 метров вправо и влево от центра, при этом ширина выемочного блока составит 33м. Система «Алимак» состоит из комплекса для проходки восстающих и полка, предназначенного для очистной выемки, на котором размещаются буровые станки или оборудование для взрывных работ. Исходя из размещения оборудования на полке: размеры восстающего составляет 2,1х2,7м., где больший размер по простиранию. Высота выемочного блока – 80метров между горизонтами по вертикали. Камера для «Алимак» составляет: высота-3,5м, ширина-4м, длина-15м.

Подготовительно-нарезные работы.

Подготовка блоков при отработке жилы начинается с проходки подсечного штрека по жиле до его центра. Подсечной штрек проходится на уровне горизонта или транспортного штрека. Из подсечного штрека проходится камера под комплекс «Алимак», пересекается и проходится буровой восстающий на высоту блока отработываемой жилы.

Транспортный штрек проходится параллельно подсечному штреку со стороны висячего бока жилы. Расстояние между транспортным и подсечным штреками составляет 15 м или равен длине камеры под «Алимак».

В камеру доставляется и монтируется комплекс «Алимак» и монорельсы с заходом из камеры по кривой в восстающий. Одновременно с проходкой восстающего комплексом «Алимак», проходится доставочный штрек до вентиляционных выработок, расположенных на противоположном фланге отработываемой жилы. Подготовка и отработка жилы осуществляется от центра к флангам.

Подсечной штрек будет служить компенсацией для первых взрывов по отбойке слоев при очистной добыче.

После окончания проходки восстающего и сбойки его с верхним вентиляционным горизонтом, производится демонтаж проходческого оборудования и монтируется полук для установки бурового оборудования.

При проходке восстающего производится опробование жилы и фиксируется изменения для уточнения контура жилы с целью более качественного разбуривания.

Буровзрывные работы по проходке горных выработок ведутся по паспортам БВР, составляемым перед началом работ и утвержденным главным инженером рудника.

Очистные работы

Разбуривание массива производится после демонтажа монорельса. Бурение скважины и взрывные работы по отбойке руды производятся с полка, предназначенного для очистной выемки и производства массовых взрывов секциями скважин.

При производстве очистных работ в центральном блоке для увеличения производительности по добыче руды, производятся работы по подготовке к очистной добыче 2-х смежных блоков и в них, по готовности, можно производить добычу руды.

Буровые работы осуществляются станками ударно-вращательного бурения.

Заряжение скважин патронированным ВВ производится вручную, при механизированном россыпным ВВ с помощью пневмозарядчиков типа ЗП или «Ульба».

После полного выпуска руды из камеры, в целях мер безопасности, по локальному проекту производится принудительная посадка кровли для создания предохранительной подушки в днище камер от взрывного обрушения кровли в очистном пространстве.

Проходка выработок производится буровзрывным способом. Проветривание выработок при ведении подготовительно-нарезных работ предусматривается вентиляторами местного проветривания типа ВМЭ или ВМ при очистных работах за счет общешахтной депрессии.

Транспортировка горной массы производится ПДМ и шахтными самосвалами.

Таблица 23. Техничко-экономические показатели выемочных блоков по жиле "Крутая" при этажно-камерной системе разработки с послойной отбойкой руды

<i>жила "Крутая" $\alpha=75$, $m=0,8$ м, $H_k=75$ м.</i>							
<i>Наименование работ</i>	<i>S, м²</i>	<i>L, п.м.</i>	<i>Прихват породы, м²</i>	<i>Объем, м³</i>	<i>Порода, м³</i>	<i>Руда, м³</i>	<i>Вид</i>
Камера Алимак	12,2	15	12,2	183	183	0	ГПР
Буровой восстающий	5,7	80	3,6	454	288	166	ГНР
Подсечной штрек	8	33	5,5	264	182	83	ГНР
ВВ под камеру Алимак	2,25	8,1	2,25	18	18	0	ГПР
Транспорт. Штрек	10,9	33	10,9	360	360	0	ГПР
Запасы отбиваемые	103,8	30,3	45,2	3145	1370	1776	ОР
Геол. Запасы блока	64,2	33		2119	0	2119	
Целик	3,2	30,3		97	0	97	
Товарный запас				3863	1839	2024	
<i>ГНР/ОР, м³/тыс.тн.</i>	<i>185,8</i>	<i>ГНР</i>	<i>41,1 п.м.</i>	<i>ГПР</i>	<i>56,1 п.м.</i>	<i>Потери, %</i>	<i>4,6</i>
<i>ГПР/ОР, м³/тыс.тн.</i>	<i>145,2</i>		<i>717,6 м³</i>		<i>560,9 м³</i>	<i>Разубо ж, %</i>	<i>47,6</i>

Объем товарной руды, добываемой из одного выемочного блока, составляет – **10 490 тн.**

Таблица 24. Техничко-экономические показатели выемочных блоков по жиле "№9" при этажно-камерной системе разработки с послойной отбойкой руды

<i>жила "№9" $\alpha=80$, $m=0,8$ м. $H_k=75$ м.</i>							
<i>Наименование работ</i>	<i>S, м²</i>	<i>L, п.м.</i>	<i>Прихват породы, м²</i>	<i>Объем, м³</i>	<i>Порода, м³</i>	<i>Руда, м³</i>	<i>Вид</i>
Камера Алимак	12,2	15	12,2	183	183	0	ГПР
Буровой восстающий	5,7	80	3,5	454	280	174	ГНР
Подсечной штрек	8	33	5,4	264	178	86	ГНР
ВВ под камеру Алимак	2,25	8,2	2,25	18	18	0	ГПР
Транспорт. Штрек	10,9	33	10,9	360	360	0	ГПР
Запасы отбиваемые	103,1	30,3	44,4	3124	1345	1779	ОР
Геол. Запасы блока	64,3	33		2122	0	2122	

<i>жила "№9" $\alpha=80$, $m=0,8$ м. $H_k=75$ м.</i>							
<i>Наименование работ</i>	<i>S, м²</i>	<i>L, п.м.</i>	<i>Прихват породы, м²</i>	<i>Объем, м³</i>	<i>Пород а, м³</i>	<i>Руда, м³</i>	<i>Вид</i>
Целик	3,2	30,3		97	0	97	
Товарный запас				3842	1804	2038	
<i>ГНР/ОР, м³/тыс.тн.</i>	<i>186,8</i>	<i>ГНР</i>	<i>41,2 п.м.</i>	<i>ГПР</i>	<i>56,2 п.м.</i>	<i>Потери, %</i>	<i>4,6</i>
<i>ГПР/ОР, м³/тыс.тн.</i>	<i>146,1</i>		<i>717,6 м³</i>		<i>561,2 м³</i>	<i>Разубож, %</i>	<i>47,6</i>

Объем товарной руды, добываемой из одного выемочного блока, составляет – **10 433 тн.**

Таблица 25. Техничко-экономические показатели выемочных блоков по жиле "Параллельная" при этажно-камерной системе разработки с послонной отбойкой руды

<i>жила "Параллельная" $\alpha=80$, $m=1,6$ м. $H_k=75$ м.</i>							
<i>Наименование работ</i>	<i>S, м²</i>	<i>L, п.м.</i>	<i>Прихват породы, м²</i>	<i>Объем, м³</i>	<i>Пород а, м³</i>	<i>Руда, м³</i>	<i>Вид</i>
Камера Алимас	12,2	15	12,2	183	183	0	ГПР
Буровой восстающий	5,7	80	1,4	454	112	342	ГНР
Подсечной штрек	8	33	3	264	99	165	ГНР
ВВ под камеру Алимас	2,25	8,1	2,25	18	18	0	ГПР
Транспорт. Штрек	10,9	33	10,9	360	360	0	ГПР
Запасы отбиваемые	161,1	30,3	44,5	4881	1348	3533	ОР
Геол. Запасы блока	132,9	33		4386	0	4386	
Целик	11,3	30,3		342	0	342	
Товарный запас				5599	1559	4040	
<i>ГНР/ОР, м³/тыс.тн.</i>	<i>128,2</i>	<i>ГНР</i>	<i>41,1 п.м.</i>	<i>ГПР</i>	<i>56,1 п.м.</i>	<i>Потери, %</i>	<i>4,6</i>
<i>ГПР/ОР, м³/тыс.тн.</i>	<i>100,2</i>		<i>717,6 м³</i>		<i>560,9 м³</i>	<i>Разубож, %</i>	<i>47,6</i>

Объем товарной руды, добываемой из одного выемочного блока, составляет – **15 238 тн.**

3.8.2. Подэтажно-камерная система разработки с торцевым выпуском руды силой взрыва (30-500)

Отработка рудных тел «Подэтажно камерной системой с послонной отбойкой руды глубокими скважинами и доставкой силой взрыва» предусматривает отработку жил по углу падения:

- наклонные от 35 до 50°;
- Указанной системой предусматривается отрабатывать жилу - «Аксакал» с углом падения – 45°-50°, при средней мощности -1,6 м;

При данной системе жила разбивается по простиранию и падению на блоки со следующими параметрами:

- длина блока по простиранию жилы – 100м;
 - высота блока по простиранию на всю высоту этажа по падению рудного тела, с разбивкой на подэтажи – (камеры) L – 10,0 м.
- Отработка блока осуществляется от центра к флангам жилы, отработка камер по восстанию, в нисходящем порядке.

Подготовительно-нарезные работы

Подготовительные работы выемочного блока заключаются в проходке транспортного штрека, заездами разведочного штрека подсечки (подэтажный штрек) сечением проходимого по жиле на уровне горизонта для уточнения контура рудного тела в границах блока. Висячем боку разведочного штрека подсечки проходится лебедочная ниша для проходки наклонного отрезного восстающего с помощью скреперной лебедки 30ЛС-2СМ и скрепера 0,25-0,3 м³. Отрезные восстающие проходятся до вышележащего подэтажа и через каждые 50 м. Ширина восстающего увеличивается до мощности отрабатываемой камеры и служит как компенсационное пространство (щель) при отбойке и торцевом выпуске руды из подэтажных штреков. Расстояние между подэтажными штреками (кровля-почва) 8-10 м. Эти выработки засекаются из блокового уклона, которые проходятся под углом 10° через каждые 200 м. по простиранию жил. На этом подготовительно нарезные работы по блоку заканчиваются.

При проходке разведочного штрек подсечки и транспортного штрека используется СБУ Boomer T-1D, ПДМ марки ST-7 и самосвалы марки МТ-2010.

Очистные работы

Очистные работы начинаются с отработки камеры 1 очереди, верхнего подэтажа, взрывом параллельных скважин на отрезной восстающий (щель).

Из подэтажных штреков 1 производится разбуривание рудного массива камеры 1 скважинами d-54мм станками ударно-вращательного бурения типа ЛБС.

Дальнейшие работы по отбойке руды с доставкой силой взрыва проводятся также секциями скважин, пробуренных из подэтажных штреков.

При отработке подэтажа 1 камеры, производится подготовка, разбуривание, начало и производство очистных работ в камерах второй и третьей и в блоках 2,3 расположенных на флангах от блока 1.

После полного выпуска руды из камеры, в целях мер безопасности по локальному проекту производится принудительная посадка кровли скважинами d=100 мм, пробуренным из лебедочных ниш или буровых камер, пройденных с доставочного штрека станком ЛПС-3У для создания предохранительной подушки в днище камеры от внезапного обрушения кровли в очистном пространстве.

Буровые работы осуществляются станками ударно-вращательного бурения. Зарядание скважин патронированным ВВ производится механизированным способом с помощью пневмозарядчиков типа ЗП или «Ульба».

Проходка выработок производится буровзрывным способом по паспортам БВР. Проветривание выработок при ведении подготовительно-нарезных работ предусматривается вентиляторами местного проветривания типа ВМЭ при очистных работах за счет общешахтной депрессии.

Проветривание горных выработок при подготовке и после проведения массовых взрывов осуществляется в соответствии с проектами массовых взрывов при соблюдении требования действующих правил и норм безопасности при взрывных работах «ПОПБ для опасных производственных объектов».

Таблица 26. Технико-экономические показатели выемочного блока по жиле "Аксакал" при поэтажно-камерной системе разработки с торцевым выпуском руды силой взрыва

жила "Аксакал"							
$\alpha=45, m=1,6м$	$S, м^2$	$L, п.м.$	Прихват породы, $м^2$	Объем, $м^3$	Порода, $м^3$	Руда, $м^3$	Вид
Транспортный штрек	10,9	400	10,9	4360,0	4360,0	0,0	ГПР
Доставочный уклон	9,4	385	9,4	3619,0	3619,0	0,0	ГПР
Погрузочные заезды	12,2	60	12,2	732,0	732,0	0,0	ГПР
Подэтажный штрек	8,0	2000	4,35	16000,0	8700,0	7300,0	ГНР
Отрезной восстающий	4	272	1,72	1088,0	467,8	620,2	ГНР
Вентиляционный восстающий	4	68	1,72	272,0	117,0	155,0	ГПР
Ниша вент. Восстающего	4	15	4	60,0	60,0	0,0	ГПР
Вентиляционные орты	7	25	7	175,0	175,0	0,0	ГПР
Запасы отбиваемые	107,3	382	28,4	40988,6	10848,8	30139,8	ОР
Геол. Запасы блока	96,6	400		38640,0	0,0	38640,0	
Потери	1075	1,14		1225,5	0,0	1225,5	
Товарный запас				58348,6	20133,6	38215,0	
Разубоживание				0,0	20133,6		
ГНР/ОР	107,7	ГНР	2272	ГПР	953,0	Потери	3,2
ГПР/ОР	58,1		17088,0		9218,0	Разубож	34,5

Объем товарной руды, добываемой из одного выемочного блока, составляет – **158687,7 тн.**

3.8.3. Параметры буровзрывных работ (БВР) очистных работ

Удельный расход взрывчатых веществ (ВВ) и сетки разбуривания

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

Расчет линии наименьшего сопротивления (ЛНС) взрывных скважин диаметром 54 мм произведен по формуле, устанавливающей связь между параметрами и дробления горной массы, по удельному расходу ВВ на отбойку, который связан со многими другими параметрами (Гл. 4 «Справочник по горнорудному делу» Москва «Недра» 1983 г.»).

Этажно-камерная система разработки с послонной отбойкой руды глубокими скважинами с применением комплекса «Алимак» (от 55⁰)

$$W = \sqrt{\frac{qe}{q_0 \gamma n}}, \text{ м.}$$

Где: Q – количество ВВ, размещаемое в 1 м скважины, кг;
 $e = 0,8 \div 0,9$, коэффициент относительной работоспособности ВВ;
 q_0 – удельный расход ВВ на отбойку. Принимаем, $q_0 = 0,355 \text{ кг/м.}$
 (Совершенствование горных работ на руднике ЛПК. Алма-Ата, 1968 г. §7 табл. 53.);
 $\gamma_p = 2,73 \text{ т/м}^3$, плотность руды;
 $m = 1,25$, коэффициент сближения скважин;

$$Q = \frac{\pi d^2 \gamma}{4} \times l, \text{кг.}$$

Где: $d=0,054 \text{ м}$, диаметр скважины;
 $\gamma=1100 \text{ т/м}^3$, плотность заряда ВВ;
 $l=1$, длина скважины,

$$Q = \frac{3,14 \times 0,054^2 \times 1100}{4} \times 1 = 2,52 \text{ кг/м.}$$

$$W = \sqrt{\frac{2,52 \times 0,8}{0,355 \times 2,73 \times 1,25}} = 1,29 \text{ м.}$$

Отсюда принимает *ЛНС-1,3 м*.

Исходя из практических данных расход ВВ на вторичное дробление при отбойке руды скважинами *d-54 мм*, составляет $q_{вт}=0,1 \text{ кг/тн.}$

Общий удельный расход ВВ:

$$Q_{общ} = q_0 + q_{вт}, \text{ кг/т.}$$

$$Q_{общ} = 0,355 + 0,1 = 0,455 \text{ кг/т.}$$

$$Q_{общ} = (q_0 + q_{вт}) \times \gamma_r$$

$$\text{Или: } Q_{общ} = (0,355 + 0,1) \times 2,73 = 1,24 \text{ кг/м}^3;$$

$$Q_{отб} = 0,355 \times 2,73 = 0,97 \text{ кг/м}^3;$$

$$Q_{втор.} = 0,1 \times 2,73 = 0,27 \text{ кг/м}^3.$$

Эффективность буровых работ по следующим формулам:

$$Q_{эф} = \frac{L_{п.м.}}{V_{отб}}, \text{ п.м/т.тн.}$$

Где, $L_{п.м.}$ – общая глубина скважин, м;
 $V_{отб.}$ – объем отбиваемой руды, тыс.т.

$$\text{«Крутая»} - Q_{вых.} = \frac{8545}{2596} = 3,3 \text{ тн/п. м.}$$

$$Q_{эф.} = \frac{2596}{8,545} = 303,8 \text{ п. м./тыс. тн.}$$

$$\text{«№9»} - Q_{вых.} = \frac{8488}{2596} = 3,27 \text{ тн/п. м.}$$

$$Q_{эф.} = \frac{2596}{8,488} = 305,8 \text{ п. м./тыс. тн.}$$

$$\text{«Параллельная»} - Q_{вых.} = \frac{13285}{3462} = 3,84 \text{ тн/п. м.}$$

$$Q_{эф.} = \frac{3462}{13,285} = 260,6 \text{ п. м./тыс. тн.}$$

Эффективность взрывных работ, количество ВВ на весь объем отбиваемой руды на блоке, определим по формуле:

$$Q_{вв} = Q \times L_{взр.скв.}, \text{ кг.}$$

Где, $Q = 2,52 \text{ кг/п.м.}$, количество ВВ, размещаемое в 1 м скважины, кг;
 $L_{взр.скв.}$ – суммарная длина взрывааемых скважин, п.м.

$$\text{«Крутая»} - Q_{вв} = 2,52 \times 2596 = 6542 \text{ кг.}$$

$$\text{«№9»} - Q_{вв} = 2,52 \times 2596 = 6542 \text{ кг.}$$

$$\text{«Параллельная»} - Q_{вв} = 2,52 \times 3462 = 8724 \text{ кг.}$$

Удельный расход ВВ на 1 т. Отбиваемой руды:

$$Q_{уд} = \frac{Q_{вв}}{V_{отб}}, \text{ кг/тн.}$$

Где, $V_{отб}$ – объем отбиваемой руды, т.

$$\text{«Крутая»} - Q_{уд} = \frac{6542}{8545} = 0,76 \text{ кг/тн.}$$

$$\text{«№9»} - Q_{уд} = \frac{6542}{8488} = 0,77 \text{ кг/тн.}$$

$$\text{«Параллельная»} - Q_{уд} = \frac{8724}{13285} = 0,66 \text{ кг/тн.}$$

Таблица 27. Техничко-экономические показатели БВР

№ п.п .	Наименование работ	Ед. изм.	Кол-во	Примечание
Жила «Крутая»				
7	Объем буровых работ	п.м.	2596	
8	Общая глубина взрываеваемых скважин	п.м.	2596	
9	Объем отбиваемой руды	тн.	8545	
10	Эффективность буровых работ	тн/п.м.	3,3	Выход руды с 1 п.м. скважины
11	Эффективность взрывных работ	кг/тн.	0,76	Уд. Расход ВВ
12	Общий объем ВВ	кг.	6542	
Жила «№9»				
13	Объем буровых работ	п.м.	2596	
14	Общая глубина взрываеваемых скважин	п.м.	2596	
15	Объем отбиваемой руды	тн.	8488	
16	Эффективность буровых работ	тн/п.м.	3,27	Выход руды с 1 п.м. скважины
17	Эффективность взрывных работ	кг/тн.	0,77	Уд. Расход ВВ
18	Общий объем ВВ	кг.	6542	
Жила «Параллельная»				
	Объем буровых работ	п.м.	3462	
	Общая глубина взрываеваемых скважин	п.м.	3462	
	Объем отбиваемой руды	тн.	13285	
	Эффективность буровых работ	тн/п.м.	3,84	Выход руды с 1 п.м. скважины
	Эффективность взрывных работ	кг/тн.	0,66	Уд. Расход ВВ
	Общий объем ВВ	кг.	8724	

Подэтажно-камерная система разработки с торцевым выпуском руды силой взрыва (30-55⁰)

Таблица 28. Исходные данные и расчетные показатели параметров БВР при подэтажно-камерной системе разработки с торцевым выпуском руды силой взрыва.

Наименование	Ед. изм.	Кол-во	Формулы
Коэффициент относительной работоспособности ВВ, e		1	
Удельный расход ВВ на отбойку, q_0 . (Совершенствование горных работ на руднике ЛПК. Алма Ата, 1968 г. §7 табл. 53.);	кг/т	0.355	
Плотность руды, γ_p	т/м ³	2.73	
Коэффициент сближения скважин, m		1.25	
Диаметр скважины, d	м	0.054	
Плотность заряда, γ_z	т/м ³	1100	
Длина скважины, $L_{скв}$	м	8	
Кол-во ВВ, размещаемое в 1 п.м. скважины, Q	кг	2.52	$Q = \frac{\pi d^2 \gamma}{4} x l.$
Линия наименьшего сопротивления скважин (ЛНС), W	м	1.44	$W = \sqrt{\frac{Qe}{q_0 \gamma n}}.$
Исходя из практических данных расход ВВ на вторичное дробление при отбойке руды скважинами $d=54$ мм, составляет $q_{вт}=0,1$ кг/тн.	кг/тн	0.1	
Общий удельный расход ВВ, $Q_{общ}$	кг/тн	0.46	$Q_{общ} = q_{отб} + q_{вт}$
	кг/м ³	1.24	
Удельный расход ВВ на отбойку, $Q_{отб}$	кг/м ³	0.97	
Удельный расход ВВ на вторичное дробление, $Q_{втор}$	кг/м ³	0.27	
Эффективность буровых работ, $Q_{эф}$, «Аксакал»	п.м./тыс. тн	269,4	$Q_{эф} = \frac{L_{н.м.}}{V_{зан.}}$
Общая глубина обуренных скважин, $L_{ск}$ «Аксакал»	п.м.	34438	
Отбиваемый запас, $V_{зан.}$ тыс.т. «Аксакал»	тыс. тн.	127,419	
Выход руды на 1.0 п.м. скважины, $Q_{вых}$ «Аксакал»	т/п.м.	3,71	$Q_{вых.} = \frac{V_{н.м.}}{L_{н.м.}}$
Расход ВВ, $Q_{вр}$, «Аксакал»	кг	86713,7	$Q_{вр} = q \times L_{взр.скв.}$
Суммарная длина взрывааемых скважин, $L_{в.скв.}$, «Аксакал»	п.м.	34438	
Удельный расход ВВ на 1 тн отбиваемой руды «Аксакал»	кг/тн	0,68	$Q_{уд} = \frac{Q_{вр}}{V_{отб}}$

3.9. Потери и разубоживание.

Рудные тела представлены плитообразными залежами крутого и наклонного падения, нарушенные небольшим количеством поперечных разрывов с амплитудой смещения 6-12 м.

Контакты кварцевых тел с вмещающими породами чёткие. Наблюдается изменчивость элементов залегания, наличие раздувов и пережимов.

Отработку жил месторождения планируется буровзрывным способом, отбойкой руды глубокими скважинами диаметром 54 мм, глубиной 15 м по простиранию жил.

Применяемые системы разработки сопровождаются определенными объемами теряемой руды и примешиваемых пустых (некондиционных) пород, которые могут оказать отрицательное влияние на качество и полноту выемки руды из очистного блока.

В связи с этим, при ведении очистных работ по выемке запасов полезного ископаемого в блоке необходимо:

- проводить специальные геолого-маркшейдерские наблюдения для решения задач;
- производить сбор и анализ геолого-маркшейдерской информации, для выявления геологических и технологических факторов, влияющих на уровень потерь и разубоживания;
- сгруппировать виды потерь и разубоживания по местам их образования, для правильного учета показателей извлечения руд;
- изыскания эффективных методов и средств борьбы с потерями и разубоживанием при данных системах разработки.

Рудные жилы представлены маломощными жилами. Мощность рудных жил изменяется от 0,4 до 2 м. Угол падения от 45 до 85 градусов. Коэффициент разрыхления 1,6, средний объемный вес руды - 2,73 т/м³ и вмещающих пород – 2,7 м³.

Исходя из геологического строения рудных тел и вмещающих пород по жилам при ведении буровзрывных работ, основными источниками потерь и разубоживания руды являются:

- потери на контакте с вмещающими породами;
- разубоживание от прихвата вмещающих пород.

При данных системах разработки, когда невозможно применения прямого метода, то есть непосредственное измерение отдельных параметров или элементов систем разработки невозможно использовать маркшейдерские приборы из-за недоступности, в целях соблюдения техники безопасности рекомендуется для определения потерь и разубоживании следующие методы:

- статистический;
- косвенный;
- весовой.

Путем непосредственного маркшейдерского замера определим потери руды, предусмотренных проектом.

3.9.1. Расчет потерь и разубоживания

Этажно-камерная система разработки с послышной отбойкой руды глубокими скважинами с применением комплекса «Алимак» (от 55⁰)

Запасы блока планируется отработать буровзрывным способом с применением комплекса «Алимак», отбойкой руды глубокими скважинами на длину 15 п.м. – по простиранию рудного тела.

Применяемая система разработки сопровождается определенными объемами теряемой руды и примешиваемых пустых (некондиционных) пород, которые могут оказывать отрицательное влияние на качество и полноту выемки руды из очистного блока.

В связи с этим при ведении очистных работ по выемке запасов полезного ископаемого в блоке необходимо:

- проводить специальные геолого-маркшейдерские наблюдения;
- производить сбор и анализ геолого-маркшейдерской информации, для выявления геологических и технологических факторов, влияющих на уровень потерь и разубоживания;
- сгруппировать виды потерь и разубоживания по местам их образования, для правильного учета показателей извлечения руд;
- изыскания эффективных методов и средств борьбы с потерями и разубоживанием при данной системе разработки.

Исходя из геологического строения жил и вмещающих пород по жилам при ведении буро-взрывных работ, основными источниками потерь и разубоживания руды являются:

- потери в надштрековых целиках;
- разубоживание от прихвата вмещающих пород.

Путем непосредственного геометрического (маркшейдерского) замера определим потери руды в целиках, предусмотренных проектом.

Потери в предохранительных целиках (надштрековых), предусмотренные проектом определим по формуле:

$$P_{ц} = S_{ц} \times l \times \gamma, \text{ т.}$$

Где, $S_{ц}$ – площадь сечения целика (вкрест простирания), м^2 ;
 l – длина целика (по ширине блока), $l_{ц} = 30,3 \text{ м}$;
 $\gamma = 2,73 \text{ т/м}^3$, плотность руды в целике.

$$\text{«Крутая»} - P_{ц} = 3,2 \times 30,3 \times 2,73 = 264,8 \text{ т.}$$

$$\text{«№9»} - P_{ц} = 3,2 \times 30,3 \times 2,73 = 264,8 \text{ т.}$$

$$\text{«Параллельная»} - P_{ц} = 11,3 \times 30,3 \times 2,73 = 933,7 \text{ т.}$$

Вследствие того, что рудные жилы имеют малую мощность от 0,8 до 1,6 м и отбойка руды производится с прирезками вмещающих пород со стороны висячего и лежащего боков (по 0,15 м на сторону) возможны незначительные потери руды. По опыту разработки аналогичных месторождений данный вид потерь принимаем равным 2%.

Количество руды, теряемой в массиве при отбойке камерных запасов:

$$P_{м} = B_{к} \times 0,02 \text{ т.}$$

Где, $B_{к}$ – отбиваемая руда, т;

$$\text{«Крутая»} - P_{м} = 8545 \times 0,02 = 171 \text{ т.}$$

$$\text{«№9»} - P_{м} = 8488 \times 0,02 = 170 \text{ т.}$$

$$\text{«Параллельная»} - P_{м} = 13285 \times 0,02 = 266 \text{ т.}$$

Потери руды при выпуске в условиях очистного пространства в неровностях лежащего бока определяем согласно «Методическим указаниям по нормированию, определению и учету потерь и разубоживания золотосодержащей руды при добыче», удельные нормативные потери руды на наклонных участках блока, при разных углах наклона рудной жилы от 45 до 80° определяется по номограмме.

Учитывая, что в этой мощности отбиваемая порода (прихватываемая) на лежащем боку рудного тела составляет 0,2 - 0,15 м.

Тогда количество руды, теряемой на поверхности лежащего бока составит:

$$P_{вып} = \frac{S_{к} \times \mu \times \gamma}{K_p}, \text{ тн.}$$

Где, S_k - площадь поверхности лежачего бока, м²;
 μ - удельная нормативная величина потерь отбитой руды на наклонных участках камер, м³/м²;
 $\gamma = 2,73 \text{ т/м}^3$, плотность отбиваемой горной массы в массиве;
 $Kp = 1,6$, коэффициент разрыхления.

$$\text{«Крутая»} - P_{\text{вып}} = \frac{2475 \times 0,015 \times 2,73}{1,6} = 63,3 \text{ тн.}$$

$$\text{«№9»} - P_{\text{вып}} = \frac{2475 \times 0,015 \times 2,73}{1,6} = 63,3 \text{ тн.}$$

$$\text{«Параллельная»} - P_{\text{вып}} = \frac{2475 \times 0,015 \times 2,73}{1,6} = 63,3 \text{ тн.}$$

Примечание: При применении гидросмыва объем теряемой руды на поверхности лежачего бока снизиться до 30%.

Подсчет общих нормативных потерь по блоку:

$$P_{\text{бл}} = P_{\text{ц}} + P_{\text{м}} + P_{\text{вып}}$$

$$\text{«Крутая»} - P_{\text{бл}} = 264,8 + 171 + 63,3 = 499 \text{ т.}$$

$$\text{«№9»} - P_{\text{бл}} = 264,8 + 170 + 63,3 = 498 \text{ т.}$$

$$\text{«Параллельная»} - P_{\text{бл}} = 933,7 + 266 + 63,3 = 1263 \text{ т.}$$

$$P_{\text{бл}} = \frac{P_{\text{бл}}}{B_{\text{бл}}} \times 100, \%$$

$$\text{«Крутая»} - P_{\text{бл}} = \frac{499}{5784} \times 100 = 8,6 \%$$

$$\text{«№9»} - P_{\text{бл}} = \frac{498}{5793} \times 100 = 8,6 \%$$

$$\text{«Параллельная»} - P_{\text{бл}} = \frac{1263}{11973} \times 100 = 10,5 \%$$

Где, $B_{\text{бл}}$ – балансовые запасы блока.

Определим разубоживание за счет прирезки вмещающих пород:

$$V_{\text{отб}} = V_{\text{отб}} \times \gamma_n, \text{ т.}$$

Где, $V_{\text{отб}}$ – объем породы при отбойке руды, м³;
 $\gamma_n = 2,7 \text{ т/м}^3$, удельный вес породы.

$$\text{«Крутая»} - V_{\text{отб}} = 1370 \times 2,7 = 3699 \text{ т.}$$

$$\text{«№9»} - V_{\text{отб}} = 1345 \times 2,7 = 3632 \text{ т.}$$

$$\text{«Параллельная»} - V_{\text{отб}} = 1348 \times 2,7 = 3640 \text{ т.}$$

Разубоживание за счет пустых пород при проходке подготовительных и нарезных работ:

- прихват пустых пород при проходке подготовительных выработок не предусматривается, так как подготовительные выработки проходятся по породе и выдается на породный отвал.

Прихват пустых пород при проходке нарезных выработок:

$$\text{«Крутая»} - V_{\text{ГНР}} = 470 \times 2,7 = 1268 \text{ т.}$$

$$\text{«№9»} - V_{\text{ГНР}} = 458 \times 2,7 = 1237 \text{ т.}$$

$$\text{«Параллельная»} - V_{\text{ГНР}} = 211 \times 2,7 = 570 \text{ т.}$$

Общее разубоживание по блоку составит:

$$P = \frac{B_{\text{бл}}}{V_{\text{бл}}} \times 100, \%$$

Где, $B_{\text{бл}}$ – суммарное разубоживание по блоку;
 $V_{\text{бл}}$ – товарные запасы блока, тн.

$$\text{«Крутая»} - P = \frac{3699 + 1268}{10490} \times 100 = 47 \%$$

$$\text{«№9»} - P = \frac{3632 + 1237}{10433} \times 100 = 47 \%$$

$$\text{«Параллельная»} - P = \frac{3640 + 570}{15238} \times 100 = 27 \%$$

Подэтажно-камерная система разработки с торцевым выпуском руды силой взрыва (30-50⁰)

Запасы блока планируется отработать буровзрывным способом с торцевым выпуском руды силой взрыва, отбойкой руды глубокими скважинами на длину 12-15 п.м. – по восстанию рудного тела.

Применяемая система разработки сопровождается определенными объемами теряемой руды и примешиваемых пустых (некондиционных) пород, которые могут оказывать отрицательное влияние на качество и полноту выемки руды из очистного блока.

В связи с этим при ведении очистных работ по выемке запасов полезного ископаемого в блоке необходимо:

- проводить специальные геолого-маркшейдерские наблюдения для решения задач;
- производить сбор и анализ геолого-маркшейдерской информации, для выявления геологических и технологических факторов, влияющих на уровень потерь и разубоживания;
- сгруппировать виды потерь и разубоживания по местам их образования, для правильного учета показателей извлечения руд;
- изыскания эффективных методов и средств борьбы с потерями и разубоживанием при данной системе разработки.

Исходя из геологического строения жил и вмещающих пород по жилам при ведении буровзрывных работ, основными источниками потерь и разубоживания руды являются:

- потери в плоскости лежачего бока камеры при торцевом выпуске руды силой взрыва;
- разубоживание от прихвата вмещающих пород.

При данной системе разработки, когда не представляется возможным применения прямого метода, то есть непосредственное измерение отдельных параметров или элементов системы разработки невозможно использовать маркшейдерские приборы из-за недоступности и в целях соблюдения требований по технике безопасности, для определения потерь и разубоживания рекомендуется следующие методы:

- статистический;
- косвенный;
- весовой.

Путем непосредственного геометрического (маркшейдерского) замера определим потери руды в целиках, предусмотренных проектом.

$$\text{«Аксакал»} - P_{\text{ц}} = 3345,6 \text{ т};$$

Вследствие того, что рудные жилы имеют малую мощность 1,5-1,9 м и отбойка руды производится с прирезками вмещающих пород со стороны висячего и лежачего боков (по 0,2 м на сторону) возможны незначительные потери руды. По опыту разработки аналогичных месторождений данный вид потерь принимаем равным 2%.

Количество руды, теряемой в массиве при отбойке камерных запасов

$$П_{\text{м}} = Б_{\text{к}} \times 0,02 \text{ т.}$$

Где, $Б_{\text{к}}$ – запасы руды в камере, т;

$$\text{«Аксакал»} - П_{\text{м}} = 102142 \times 0,02 = 2042,8 \text{ т.}$$

Потери руды при выпуске в условиях очистного пространства в неровностях лежащего бока определяем согласно «Методическим указаниям по нормированию, определению и учету потерь и разубоживания золотосодержащей руды при добыче», удельные нормативные потери руды на наклонных участках блока, при угле наклона рудной жилы составит 1,146 т/м² или по мощности $m = (1,146/2,73) \times 1 = 0,42 \text{ м.}$

Учитывая, что в этой мощности отбиваемая порода (прихватываемая) на лежащем и висячем боках рудного тела составляет по 0,2 м.

Тогда количество руды, теряемой на поверхности лежащего бока, составит:

$$П_{\text{вып}} = \frac{S_{\text{к}} \times 1,146 \times 0,2}{K_{\text{р}} \times 0,42}, \text{ т.}$$

Где, $S_{\text{к}}$ – площадь поверхности лежащего бока;

$K_{\text{р}} = 1,6$, коэффициент разрыхления.

$$\text{«Аксакал»} - П_{\text{вып}} = \frac{25460 \times 1,146 \times 0,2}{1,6 \times 0,42} = 8683,7 \text{ т.}$$

При применении гидросмыва:

$$\text{«Аксакал»} - П_{\text{вып}} = 8683,7 \times 0,3 = 2605,1 \text{ т.}$$

В связи принятой системой разработки, определяем количество теряемой руды при доставке силой взрыва.

$$П_{\text{дос}} = a - b \sqrt[3]{\alpha - c}, \%$$

Где, a – угол падения жилы, град;

a, b, c – коэффициенты в зависимости от длины доставки отбиваемой рудной массы силой взрыва:

$$a = 3,77 + 0,1165 \times L;$$

$$b = 1,3 + 0,0541 \times L;$$

$$c = 34,66 - 0,0186 \times L;$$

L – наклонная длина (высота) доставки, м.

«Аксакал»

$$a = 3,77 + 0,1165 \times 15 = 5,5175;$$

$$b = 1,3 + 0,0541 \times 15 = 1,3;$$

$$c = 34,66 - 0,0186 \times 15 = 34,381;$$

$$П_{\text{дос}} = 5,5175 - 1,3 \times \sqrt[3]{45 - 34,381} = 2,66 \%$$

При переводе в объем

$$П_{\text{вып}} = \frac{Б_{\text{к}} \times П_{\text{дос}}}{100}, \text{ т.}$$

«Аксакал»

$$П_{\text{дос}} = \frac{111573 \times 2,66}{100} = 2967,8 \text{ т.}$$

Подсчет общих нормативных потерь по блоку:

$$П_{\text{бл}} = П_{\text{ц}} + П_{\text{м}} + П_{\text{вып}} + П_{\text{дос}}$$

$$\text{«Аксакал»} - П_{\text{бл}} = 3345,6 + 2042,8 + 2605,1 + 2967,8 = 10961,3 \text{ т.}$$

$$P_{\text{бл}} = \frac{B_{\text{бл}}}{B_{\text{бл}}} \times 100\%;$$

$$\text{«Аксакал»} - P_{\text{бл}} = \frac{10961,3}{105487,2} \times 100\% = 10,4\%;$$

Где, $B_{\text{бл}}$ – балансовые запасы блока.

Определим разубоживание за счет прирезки вмещающих пород:

$$B_{\text{отб}} = \Delta m \times \gamma_n, \text{ т.}$$

Где, Δm – объем породы, прихватываемой при отбойке, м³;
 $\gamma_n = 2,7 \text{ т/м}^3$, удельный вес породы.

$$\text{«Аксакал»} - B_{\text{отб}} = 10848,8 \times 2,7 = 29291,8 \text{ т.}$$

Разубоживание за счет пустых пород при проходке подготовительных и нарезных работ:

Прихват пустых пород при проходке подготовительных выработок:

$$\text{«Аксакал»} - V_{\text{ГПР}} = 315,8 \text{ т.}$$

Прихват пустых пород при проходке нарезных выработок:

$$\text{«Аксакал»} - V_{\text{НР}} = 24753,2 \text{ т.}$$

Общее разубоживание по блоку составит:

$$P = \frac{B_{\text{бл}}}{V_{\text{бл}}} \times 100, \%$$

Где, $B_{\text{бл}}$ – суммарное разубоживание по блоку;
 $V_{\text{бл}}$ – товарные запасы блока, тн.

$$\text{«Аксакал»} - P = \frac{29291,8 + 315,8 + 24753,2}{158688} \times 100 = 34,2 \%$$

Таблица 29. Принятые проектом потери и разубоживание

№ п.п.	Наименование жил	Ед. изм.	Потери	Разубоживание
1	«Аксакал»	%	10,4	34,2
2	«Крутая»	%	8,6	47
3	«№9»	%	8,6	47
4	«Параллельная»	%	10,5	27

При отработке блоков необходимым и обязательным условием для обеспечения оперативного и достоверного определения показателей полноты и качества извлечения полезного ископаемого из недр при добыче являются:

- надежность определения количества и качества запасов полезного ископаемого в планируемом блоке;
- точность учета количества и качества запасов добываемого полезного ископаемого из планируемого блока;
- контроль полноты и качества отработки запасов полезного ископаемого в планируемом блоке;
- выявление мест и причин образования потерь и разубоживания руды при отработке блока;
- разработка мероприятий по повышению полноты и качества извлечения полезного ископаемого.

Учет потерь и разубоживания полезного ископаемого осуществляется совместно маркшейдерской и геологической службами рудника.

Окончательная величина потерь и разубоживания руды в блоке устанавливается после завершения очистных работ опытного блока, о чем составляется соответствующий Акт. Акт составляется в одном экземпляре, подписывается главным маркшейдером, главным геологом и утверждается главным горняком комбината.

Окончательное значение плановых показателей потерь и разубоживания будут скорректированы после полной отработки одного или нескольких опытных блоков.

3.9.2. Геолого-маркшейдерское обслуживание очистных работ

В целях определения объемов вынутой горной массы из блоков и содержания полезного компонента в добытой руде все эксплуатационные блоки рудника находятся под постоянным контролем геолого-маркшейдерской службы. На каждый эксплуатационный блок заводится Паспорт в соответствии с существующими требованиями.

Оперативный контроль за очистными работами в блоках со стороны геолого-маркшейдерской службы ведется ежедневно путем опробования и инструментальных съемок пространственного положения забоев.

Опробование забоя производится отбором бороздовых проб через каждые 5 м и совмещается с зарисовкой забоя. Опробование горизонтальных выработок производится по забую, а вертикальных и наклонных выработок – по одной из стенок в крест простираения рудного тела.

Паспорта, планы и разрезы блоков ежедневно пополняются полевыми материалами и служат основанием для учета движения запасов руды в блоке, а также подсчета величин потерь и разубоживания.

3.10. Отвалообразование

При разработке запасов месторождения Аксакал проектом предусмотрено использование в качестве технологического транспорта шахтный самосвал марки МТ 2010 с грузоподъемностью 20 тонн. Вскрышные породы вывозятся в отвал, расположенный в непосредственной близости от НТС-4.

Выбор места расположения отвала обусловлен минимальным расстоянием транспортировки, розой ветров в данном регионе, а также отсутствием на данной площади запасов полезного ископаемого. Въезд на отвал проектом предусмотрен с его западной стороны, что обусловлено минимальным расстоянием от устья НТС-4 и особенностями рельефа.

Общий объем транспортировки вскрышных пород до затухания шахты составит **111 422 м³**.

При данных объемах складирования вскрышных пород в отвалы, а также вследствие применения шахтного транспорта целесообразно принять бульдозерную схему отвалообразования.

Основные преимущества бульдозерного отвалообразования:

- организация и управление работами значительно проще;
- нет надобности, строить линии электропередач;
- применять металлоемкие экскаваторы;
- возможность производить разгрузку самосвалов по всему фронту.

Таким образом, настоящим проектом принимается бульдозерный способ отвалообразования, так как в данном случае он является единственным альтернативным способом отвалообразования.

3.10.1. Проектные решения по отвалообразованию

В 2012 году АО «АК Алтыналмас» провело исследование кислых стоков по методологии Агентства по охране окружающей среды США. Исследование состояло из:

- Теста удельного кислотообразования

- Кислотно-щелочного расчета

Удельное кислотообразование было выявлено из количества кислоты, образованной после обработки образца перекисью водорода. Данное значение указывает на количество кислоты, которое может образоваться отходами в процессе их хранения. Результаты теста удельного кислотообразования указаны в Таблице 30.

Таблица 30. Результаты Теста Удельного Кислотообразования

№ образца	Местонахождение и описание	Удельное кислотообразование, кг H ₂ SO ₄ /т.
1	Восточный Акбакай, руда (кварц)	2.23
2	Восточный Акбакай, гранодиорит	2.23
3	Месторождение Карьерное, руда №12	2.23
4	Жила Бескемпир, рудная зона №6	0
5	Месторождение Акбакай, руда №8	1.11
6	Месторождение Кенжем, порода С-45 №9	1.11
7	Жила Бескемпир, вмещающая порода №5	0
8	Аксакал, рудная зона	2.23
9	Хвосты фабрики Доре №14	1.11
10	Сухие хвосты флотации №13	0
11	Жила Аксакал, вмещающая порода №1	0
12	Руда Светинское №4	0
13	Порода Карьерное №11	0
14	Месторождение Акбакай, Порода №7	0
15	Месторождение Кенжем, скважина №45; рудная зона №10	3.34
16	Порода Светинское №3	0
17	Отвальные хвосты	0

Тест показал, что образцы № 4, 10, 11, 12, 13 и 14 не имеют потенциал образования кислых стоков. У остальных образцов имеется очень низкий потенциал образования кислых стоков – 1.11-3.34 кг серной кислоты на тонну.

Результаты кислотно-щелочного расчета указывают на то, что Потенциал Удельной Нейтрализации варьируется от 39.2 до 105.8кг-eq CaCO₃/т., в то время как Индекс Потенциала Нейтрализации колеблется от 4.9 до 1253.3кг-eq CaCO₃/т. Высокое содержание карбоната кальция исключает возможность образования кислых стоков образцов во время их хранения в хвостохранилище.

В заключение исследования кислых стоков можно утверждать, что на площадке Акбакайского филиала нет потенциала образования кислых вод.

В целях природоохранного мероприятия, а именно для снижения площади земли занимаемым будущим проектным отвалом, часть (30%) объема вскрышных пород в качестве балластного материала будут направлены на содержания технологических дорог. Исходя из календарного графика освоения месторождения, суммарный объем вскрышных пород за весь период отработки месторождения Аксакал составляет 300, 839 тыс.тн. Из них для содержания технологических дорог будут направлены 90, 252 тыс.тн. (т.е. 30% от общего объема).

Для содержания технических дорог предусматривается вспомогательные оборудование такие как:

- бульдозер марки Shantui SD23,
- автосамосвал САМС,

- фронтальный погрузчик Hitachi ZW220.

Вывозимую породу из шахты временно складировуют на промежуточном породном складе, затем порода загружается на автосамосвал САМС с помощью фронтального погрузчика Hitachi ZW220. Отгруженную породу высыпают на существующую дорогу для ее поддержания.

Борьба с пылью на дорогах предприятия будет осуществляться путем их орошения водой. Для этих целей будет использоваться поливомоечная машина ПМ-130. Технические характеристики поливомоечной машины ПМ-130.

Таблица 31. Техническая характеристика ПМ-130

Показатели	Параметры
1. Базовое шасси	ЗИЛ-130
2. Вместимость цистерны, л	6000
3. Вместимость прицепной цистерны, л	5000
4. Максимальная ширина полива, м	18
5. Расход воды при поливе, л/м ²	0,25-0,3
6. Максимальная рабочая скорость, км/ч	20

Общая протяженность дорог составляет около 0,7 км., в сторону месторождения Бескемпир.

Средняя годовая производительность автосамосвала САМС

$$Q_c = 600 \text{ тыс. тонн.}$$

Средняя годовая производительность фронтального погрузчика

$$Q_{fn} = 1500 \text{ тыс. тонн.}$$

Средняя годовая производительность бульдозера

$$Q_b = 6000 \text{ тыс. тонн.}$$

Исходя из вышеизложенных показателей производительности вспомогательных оборудовании, так же принимая во внимание, что из шахты за весь срок отработки будет вывезена $Q_n = 300,839 \text{ тыс. тонн}$ породы, необходимое количество оборудовании для содержания дорог вычисляется следующим образом:

1. необходимое количество самосвалов:

$$Q_{nc} = Q_n / Q_c = 300,839 / 600 = 0,5 = 1 \text{ ед};$$

2. необходимое количество фронтального погрузчика:

$$Q_{nfn} = Q_n / Q_{fn} = 300,839 / 1500 = 0,2 = 1 \text{ ед};$$

3. необходимое количество бульдозера:

$$Q_{nb} = Q_n / Q_b = 300,839 / 6000 = 0,05 = 1 \text{ ед.}$$

Далее, исходя из годового фонда времени определяем отработанное время оборудовании за 1 период:

1. самосвал:

$$T = 351 * Q_{nc} = 351 * 0,5 = 175,5 \text{ суток/год};$$

2. фронтальный погрузчик:

$$T = 351 * Q_{nfn} = 351 * 0,2 = 70,2 \text{ суток/год};$$

3. бульдозер:

$$T = 351 * Q_{nb} = 351 * 0,05 = 17,55 \text{ суток/год.}$$

Общая площадь нарушенных земель вскрышным отвалом на конец отработки месторождения Аксакал описано в книге рекультивация.

3.10.2. Расчет устойчивости откоса отвалов

Устойчивость отвальных откосов определяется взаимосвязанным влиянием инженерно-геологической обстановки и технологии отвалообразования:

- геологическим строением отвала и основания;
- водно-физическими и механическими свойствами пород в разрабатываемом массиве, после разрыхления в нарушенном состоянии, при последующем смешивании и уплотнении в отвале;
- способом отвалообразования и технологическими параметрами отвальных работ.

При отсыпке отвала скальных, полускальных пород и песков устойчивость отвала определяется условием равновесия блока породы массой P на откосе с углом наклона α . При этом сила трения, равная $P \operatorname{tg} \rho \cos \alpha$, должна уравновесить касательную составляющую массы $P \sin \alpha$.

В связи с этим (даже без учета сцепления-зацепления) отвал твердых пород на устойчивом основании сохраняют устойчивость при практически любой их высоте при углах откоса 34-36°.

Проектируемые отвалы характеризуются следующими исходными параметрами:

- Угол внутреннего трения скальных раздробленных пород, $\rho=280$;
- Коэффициент сцепления раздробленных скальных пород, $k=5$ т/м²;
- Угол откоса отвала, $\alpha=360$;
- Плотность пород в отвале, $\gamma=2,73$.

С целью исключения в расчетах возможных погрешностей исходных данных, значение коэффициента сцепления и угла внутреннего трения принимаются уменьшенными на величину коэффициента запаса устойчивости – 1,2.

$$K_p = \frac{5}{1.2} = 4.16$$

$$\rho_p = \operatorname{arctg} \left(\frac{\operatorname{tg} \rho}{1.2} \right) = 23.9$$

Порядок расчета:

1. Вычисляем глубину трещин отрыва, м:

$$H_{90} = \frac{2K_p}{\gamma} \operatorname{ctg} \left(45 - \frac{\rho_p}{2} \right)$$

$$H_{90} = \frac{2 \cdot 4.16}{2.73} \operatorname{ctg} \left(45 - \frac{23.9}{2} \right) = 4.68 \text{ м}$$

2. По графику зависимости между высотой плоского откоса и его углом определяем условную высоту отвала, м: $H_1=9$
3. Вычисляем допустимую высоту отвала при условии равновесия удерживающих и сдвигающих сил, м;

$$H = H_{90} * H_1 = 42.2 \text{ м}$$

4. На основании «Методических указаний по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов, строящихся и эксплуатируемых карьеров» вычисляем ширину призмы возможного обрушения:

$$a = \frac{2H \left[1 - \operatorname{ctg} \alpha * \operatorname{tg} \alpha \left(\frac{\alpha + \rho_p}{2} \right) \right] - 2H_{90}}{\operatorname{tg} \left(45 - \frac{\rho_p}{2} \right) + \operatorname{tg} \left(\frac{\alpha + \rho_p}{2} \right)} = 3.1 \text{ м}$$

На основании выполненных расчетов делаем следующие выводы:

- Устойчивость отвалов высотой до 40 м не вызывает сомнений.
- Ввиду того, что ширина предохранительного вала по основанию больше призмы обрушения (5,0>3,1), допустимо размещение заднего моста автосамосвала на внутренней бровке предохранительного вала.

Принятые расчетом проектные параметры отвалов обеспечивают им необходимую устойчивость и полностью соответствуют действующим нормативам устойчивости отвалов.

3.10.3 Расчет бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте

Общий объем вскрышных пород, размещаемый в отвал, составит: **77, 995 тыс. м³ или 210,588 тыс.т.).**

Плодородный слой объемом 6,9 тыс. м³ складировать в специальные отвалы.

Формирование отвала осуществляется в течение всего периода эксплуатации месторождения.

Настоящим проектом принята следующая высота отвала:

Отвалы плодородного слоя – 3-5 метров;

Отвал породный – 18 метров;

Высота тела рудного склада – 5 метров.

Общая площадь определяется в зависимости от объема вскрышных пород, который должен быть размещен в отвале за срок существования карьера, а также в зависимости от высоты отвала:

$$S_o = \frac{W \cdot K_p}{h \cdot K_o}, \text{ м}^2$$

где W – объем пород, подлежащих размещению в отвале за срок его существования, м³;

K_p – коэффициент разрыхления пород в отвале, 1,4;

h – высота отвала, 18 м;

K_o – коэффициент, учитывающий откосы и неравномерность заполнения площади следующим ярусом, 0.8.

На месторождении «Аксакал» предусматривается проведение горных работ с годовой мощностью по вскрышным породам **9.285 тыс. м³** со складированием пород вскрыши во внешние отвалы, имеющие параметры, указанные в таблице 32.

Таблица 32. Параметры отвалов

Наименование	Высота отвала, м	Угол откоса, град.	Ширина фронта отсыпки, м	Площадь отвала, га	Объем Породы/ПСР размещаемый отвал с учетом разрыхления, м ³
Отвал пустой породы	18	36	60	2.3	85 795
Склад ПСР -1 (вскр.отвала)	5	36		0.17	7 590
Склад ПСР -2 (рудного склада)	5	36		0.02	770

Принципы формирования отсыпки на всех отвалах единые. Автодороги на отвалах приняты шириной 15 метров с уклоном 100%. Отвалообразование осуществляется бульдозером Shantui SD 23. Для обслуживания и ремонта отвальных и карьерных дорог используется автогрейдер XCMG GR215.

Продолжительность разгрузки и маневрирования автосамосвалов на отвале определяется по формуле:

$$t_{pm} = t_p + t_{пер} + \frac{(3 - 4)R}{V}, \text{ мин}$$

где t_p – продолжительность маневра на разгрузку и разгрузки автосамосвала, 90 сек;

$t_{пер}$ – продолжительность переключения передач, 3 сек;

R – радиус поворота автомашины при маневрировании, 12 м;

V – скорость движения автомашины при маневрировании, 1.5 м/сек;

$$t_{\text{рм}} = 90 + 3 + \frac{4 * 12}{1,5} = 125 \text{сек} = 2,08 \text{мин}$$

Число автосамосвалов, разгружающихся на отвале в течение часа:

$$N_o = \frac{\Pi_{\text{кч}} * K_{\text{пер}}}{Q_{\text{п}}}, \text{ шт}$$

где $\Pi_{\text{кч}}$ – средняя часовая производительность шахты по вскрыше, 5 т;
 $K_{\text{пер}}$ – коэффициент неравномерности работы карьера по вскрыше, 1,1
 $Q_{\text{п}}$ – грузоподъемность автосамосвала, 20 т.

$$N_o = \frac{5 * 1,1}{20} = 1 \text{ шт.}$$

Число одновременно разгружающихся автосамосвалов:

$$N_{\text{ао}} = N_o * \frac{t_{\text{р.м}}}{60}, \text{ шт.}$$

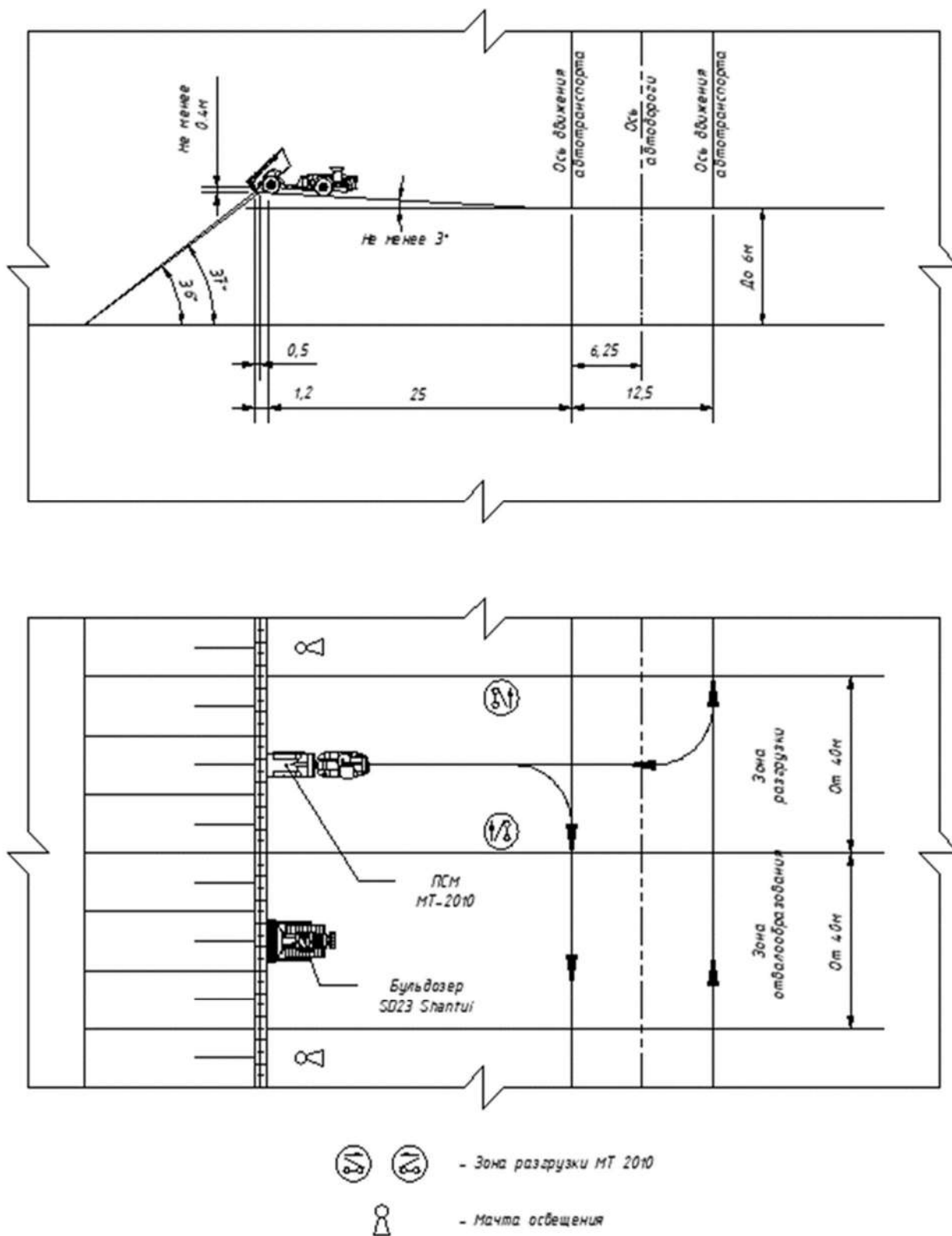
где $t_{\text{рм}}$ – продолжительность разгрузки и маневрирования одного самосвала

$$N_{\text{ао}} = 1 * \frac{2,08}{60} = 0,03 \approx 1 \text{ шт.}$$

Число одновременно разгружающихся автосамосвалов – 1 шт.

Основные технологические параметры процесса автомобильно-бульдозерного отвалообразования приведены на рисунке 3.

Рисунок 3. Технологическая схема автомобильно-бульдозерного отвалообразования



3.10.3.1 Расчет производительности бульдозера Shantui SD23

Сменная производительность бульдозера рассчитана по формуле:

$$П_{см} = \frac{3600 * V * K_y * K_{\pi} * K_B * T_{см}}{T_{ц} * K_p}, \text{ м}^3/\text{смену}$$

где V – объем грунта в разрыхленном состоянии, перемещаемый отвалом бульдозера, м^3 ;

K_y – коэффициент, учитывающий уклон на участке работы бульдозера, 0,95;

K_{π} – коэффициент, учитывающий потери, 0,9;

K_B – коэффициент использования бульдозера во времени, 0,83;

$T_{см}$ – продолжительность рабочей смены, 11 ч;

$T_{ц}$ – продолжительность одного цикла, сек.

K_p – коэффициент разрыхления грунта, 1,4;

Продолжительность одного цикла работы бульдозера:

$$T_{ц} = \frac{J_1}{V_1} + \frac{J_2}{V_2} + \frac{J_1 + J_2}{V_3} + t_{\pi} + 2t_p, \text{ сек}$$

где J_1 – длина пути резания грунта, 3м;

J_2 – расстояние транспортирования грунта, 3м;

V_1 – скорость перемещения бульдозера при резании, 1,1 м/с;

V_2 – скорость движения бульдозера с грунтом, 1,5 м/сек;

V_3 – скорость холостого хода бульдозера, 3,3 м/с;

t_{π} – время переключения скоростей, 5 с;

t_p – время одного разворота бульдозера, 10 с

Тогда:

$$T_{ц} = \frac{3}{1,1} + \frac{3}{1,5} + \frac{6}{3,3} + 5 + 2 \cdot 10 = 31,5 \text{ сек}$$

Объем грунта, перемещаемый отвалом бульдозера:

$$V = \frac{h_0^2 * l}{2 * \tan \alpha}, \text{ м}^3$$

где h_0 – высота отвала бульдозера, 1,395 м;

l – длина отвала бульдозера, 3,725 м;

α – угол естественного откоса, 36 град

$$V = \frac{1.395^2 * 3.725}{2 * 0.73} = 4,97 \text{ м}^3$$

Сменная производительность Shantui D23 на отвальных работах:

$$П_{см} = \frac{3600 * 4,97 * 0,95 * 0,9 * 0,83 * 11}{31,5 * 1,4} = 3167 \text{ м}^3/\text{смену}$$

Парк бульдозеров:

$$\frac{V_r}{П_{см} * 2 * 351}, \text{ шт}$$

где, V_r – ср. годовая мощность по вскрышным породам, м^3 ;

$$\frac{30522}{3167 * 2 * 351} = 0.02 \text{ шт}$$

С учетом планировочных работ на буровых блоках, зачистка площадок, содержания рудного склада общее количество гусеничных бульдозеров Shantui SD 23 принимается - 1 единица.

Объем, площадь отвала пустых пород, длина фронта разгрузки шахтных самосвалов и производительность бульдозера Shantui SD23 рассчитаны согласно утвержденным в Республике Казахстан Нормам технологического проектирования предприятий, ведущих разработку месторождений открытым способом.

3.10.4 Технология и организация работ при автомобильно-бульдозерном отвалообразовании.

Формирование отвалов при бульдозерном отвалообразовании осуществляют двумя способами - периферийным и площадным.

При периферийном отвалообразовании автосамосвалы разгружаются по периферии отвального фронта в непосредственной близости от верхней бровки отвального откоса или под откос. Часть породы в этом случае сталкивается бульдозером под откос.

При площадном отвалообразовании разгрузка породы из самосвалов производится по всей площади отвала или на значительной части его, а затем бульдозером планируют отсыпной слой породы, укатываемый катками, после чего цикл повторяется.

Более экономичным способом формирования является периферийный, при котором меньше объем планировочных работ. В связи с вышеизложенным в проекте принят периферийный способ отвалообразования.

Технологический процесс периферийного бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте состоит из трех операций: разгрузки шахтных самосвалов МТ 2010, планировки отвальной бровки и устройстве автодорог.

Отвальные дороги профилируются бульдозером и укатываются катком без дополнительного покрытия.

Шахтные самосвалы должны разгружать породу, не доезжая задним ходом 3-4 м до бровки отвального уступа. Необходимо обязательно обустроить ограничитель шахтных самосвалов при заднем ходе к бровке отвала. В качестве ограничителя используют валик породы, оставляемый на бровке отвала. Размер его по высоте 0,9 м и по ширине 3 м.

Разгрузка машин может быть произведена на любом участке отвальной бровки. Для этого лишь требуется, чтобы место разворота машин было расчищено бульдозером от крупных кусков породы.

Возведение отвала, сдвигание под откос выгруженной породы и планировка отвальной бровки осуществляется с помощью бульдозера Shantui SD23

Общая длина фронта отвального тупика, включая длину фронта разгрузочной, планируемой и резервной площадок должна быть не менее 20 м.

Для планировки отвальной бровки, бульдозер должен быть снабжен поворотным лемехом, установленным под углом 45° или 67° к продольной оси бульдозера. При планировании породы на высоких отвалах лемех обычно устанавливается перпендикулярно оси трактора, так как, в этом случае нет надобности, делать набор высоты отвала.

3.11. Рациональное использование и охрана недр

Право недропользования на проведение добычи золотосодержащих руд месторождения «Бескемпир» и «Аксакал» получено АО «АК Алтыналмас» на основании соответствующего дополнения № 6 к контракту № 653 от 18 апреля 2001 года, заключенному 7 февраля 2014 года между Министерством индустрии и новых технологий Республики Казахстан (компетентный орган) и Акционерным обществом «АК Алтыналмас» (подрядчик) зарегистрированного под № 4339.

Настоящим проектом по разработке месторождения «Аксакал» учтен комплекс Единых правил по рациональному и комплексному использованию недр №239 от 15.06.2018г и другими нормативными документами.

Принятые в проекте варианты вскрытия, способы и системы разработки исключают выборочную отработку наиболее богатых частей месторождений.

Поверхность обоих месторождений и промежутков между ними детально изучены. Выявлены и прослежены все имеющиеся жилы и зоны гидротермально измененных пород, исключая разведанные рудные тела и проекцию на поверхность рудной зоны Загадка, оставшаяся часть площади в пределах горного отвода безрудна. Кроме того, предусматривается проведение эксплуатационной разведки в течение всего периода разработки. Ее назначение – обеспечение предприятия характеристиками подготовленных и готовых к выемке запасов для текущего и годового планирования горных работ, управление технологией добычи и усреднения руд.

Предусмотренные проектом системы разработки обеспечивают оптимальные показатели потерь и разубоживания для данного типа месторождений. Величина потерь устанавливается индивидуально на каждый эксплуатационный блок, как на выемочную единицу, и варьирует в пределах 8-11%. В целом по обоим месторождениям принята оптимальная для данных условий средняя величина потерь – 9%. Разубоживание руды определяется величиной подработки вмещающих пород, среднее значение принято для всех типов рудных тел 34%.

В отработку вовлекаются все балансовые запасы, утвержденные ГКЗ, в контурах геологических блоков. Также предусматривается разработка части забалансовых запасов, как по результатам эксплоразведки, так и попутная – при отработке балансовых запасов.

Геолого-маркшейдерское обеспечение горных работ осуществляется геологической и маркшейдерской службами рудника. В соответствии с Едиными правилами по рациональному и комплексному использованию недр №239 от 15.06.2018г. основными задачами геологической и маркшейдерской служб рудника являются:

- оперативно-производственное обеспечение рудника всеми видами геологических и маркшейдерских работ на стадии разработки месторождения;
- контроль за полнотой отработки месторождения, ведения горных работ в соответствии с проектом, учет и приемка всех видов горных работ;
- участие в планировании горных работ;
- учет эксплуатационных запасов по степени подготовленности и их активности, расчет плановых и фактических потерь и разубоживания. Потери и разубоживание определяются прямым методом. Учет потерь по видам их образования ведется в паспортах по выемочным единицам и отражается на маркшейдерских планах масштаба 1:200. Суммарный учет потерь по руднику ведется в книге учета эксплуатационных потерь;
- осуществление контроля за охраной сооружений от вредного влияния подземных разработок. В качестве вспомогательной меры, с целью своевременной корректировки принятых горных и конструктивных мер охраны, маркшейдерской службе рудника необходимо вести систематические визуальные и инструментальные наблюдения за сдвижением горных пород и земной поверхности, в соответствии с действующей инструкцией;
- ведение и своевременное пополнение всей геолого-маркшейдерской документации – журналы горных выработок, планы, разрезы, паспорта отработки и крепления, журналы опробования и др.;
- ведение учета состояния и движения запасов;
- своевременная подготовка обосновывающих материалов к списанию отработанных участков.

Списание запасов полезных ископаемых с учета недропользователя ведется в соответствии с «Положением о порядке списания запасов полезных ископаемых с учета организаций», отражается в геологической и маркшейдерской документации отдельно по элементам учета и вносится в специальную книгу списания запасов организации.

Исходя из принятых проектом решений при разработке месторождений определен состав производственно-хозяйственных подразделений рудника.

При выборе площадок для строительства объектов основного и вспомогательного производства учитывались следующие факторы и условия:

- местоположение месторождений и условия их разработки;
- оптимальное расположение хозяйственных и производственных объектов с учетом зоны влияния горных работ;
- наличие площадей под породные отвалы, рудные склады, пруды-испарители и прочее, безрудность которых обоснована при производстве детальной разведки месторождений;
- требованиями санитарных и противопожарных норм, а также мероприятиями по охране окружающей среды.

Главные вскрывающие выработки – НТС и ствол шх. «Главная», проходятся на глубину, обеспечивающую отработку запасов категорий C_1+C_2 .

Принятые системы разработки характеризуются минимальными размерами поддерживающих целиков и обеспечивают максимальное извлечение полезных компонентов из недр.

С целью снижения потерь металлов проектом предусмотрен гидросмыв рудной мелочи в отработанных блоках рудных тел полного падения.

Для исключения подработки параллельных рудных жил рекомендуется отработка в первую очередь запасов, расположенных со стороны висячего бока.

Построение зоны влияния горных работ произведено от нижней части запасов категории C_2 под углом сдвижения 70° . Все здания и сооружения расположены вне построенной зоны сдвижения пород.

В соответствии с Едиными правилами по рациональному ...» и в целях более полной отработки запасов месторождения «Аксакал» с минимальными потерями и комплексным использованием добываемого сырья, в настоящем проекте предусматриваются следующие технические решения:

- первоочередная проходка эксплоразведочных выработок при подготовке выемочных единиц (блоков) с целью уточнения контуров промышленного оруденения и свойств руд и вмещающих пород;
- планомерная отработка временно неактивных запасов руд;
- вовлечение в отработку забалансовых руд, попадающих в рудные контуры блоков и сохранение для последующей разработки забалансовых руд отдельно расположенных рудных тел;
- использование пустой породы от горнопроходческих работ для создания предохранительных подушек после отработки камер.

3.12. Календарный план строительства и эксплуатации рудника

Объектами работ будут горно-капитальные выработки вскрытия и подготовки, а также некоторые поверхностные производственные объекты. Основными из них являются: НТС, ствол шх. «Главная», квершлаг на всех горизонтах, фланговые вентиляционный восстающие на поверхность, камерные выработки на горизонтах, постоянные объекты промплощадки шх. «Главная» (здание подъема, надшахтное здание с копром), поверхностные главные вентиляторные установки.

Календарный план эксплуатации и строительства рудника «Аксакал» до достижения им проектной производительности 200 тыс. тонн в год приводится в графической части. При этом приняты существующие нормативные темпы. В частности,;

- ствол с армировкой и сопряжениями **20** п.м./мес;

- НТС – **130** п.м./мес (с коэффициентом 0,8 при работе бригады одновременно в двух забоях – **104** п.м./мес и 0,7 при работе бригады одновременно в трех забоях – **91** п.м./мес);
- вскрывающие квершлаги и транспортные штреки – **140** п.м./мес (с коэффициентом 0,8 при работе бригады одновременно в двух забоях – **112** п.м./мес и 0,7 при работе бригады одновременно в трех забоях – **98** п.м./мес);
- подсечные и разведочные штреки – **180** п.м./мес (с коэффициентом 0,8 при работе бригады одновременно в двух забоях – **144** п.м./мес и 0,7 при работе бригады одновременно в трех забоях – **126** п.м./мес);
- восстающие выработки **80** п.м./мес;
- камерные выработки и сопряжения **400** м³/мес.

Остальные объемы горно-капитальных работ относятся на восполнение выбывающих мощностей.

Календарный график строительства и эксплуатации рудника показана на чертеже 03-2025/06 лист 1.

Организация строительства основных объектов

Основным объектом строительства, как отмечалось выше, являются НТС и ствол шх. «Главная», включая поверхностные постоянные объекты его промплощадки. С учетом особенностей строительства подобных объектов и в целях обеспечения нормативных темпов проходки ствола его строительство целесообразно осуществлять специализированной шахтостроительной организацией; он должен быть объектом особого внимания. Для выполнения работ по строительству ствола необходимо разработать рабочую документацию и проект производства работ на оснащение его проходки. Это займет вместе порядка 2 лет, в том числе 6 месяцев – проектирование. При разработке проектной документации следует проработать вариант использования проходческого оборудования (подъемная машина и копер) для целей эксплуатации, что может значительно сократить капитальные затраты.

Выполнение строительства других объектов, приведенных в календарном плане, как горно-капитальные выработки, так и поверхностные объекты, представляются целесообразным осуществлять хозяйственным способом силами ТОО «Одак». Очередность и сроки выполнения этих работ приведены в графике. Способы их выполнения известны. Разумеется, что все эти работы могут выполняться только при условии наличия соответствующей рабочей документации.

Установленная проектом годовая мощность рудника достигается на второй год эксплуатации при работе на горизонтах +370 м (120) и +290 м (200), поэтому ввод рудника на полную мощность предусматривается после окончания горно-капитальных работ на этих горизонтах и проходка горно-подготовительных выработок, обеспечивающих:

- объем вскрытых запасов на 18 месяцев (срок полного вскрытия горизонта согласно календарному графику);
- объем подготовленных запасов на 6 месяцев;
- объем готовых к выемке на 3 месяца.

Согласно циклограмме отработки выемочного блока, полный срок отработки одного блока 2,4 – 3,0 месяца. В том числе: подготовительные работы.

Общий объем горнопроходческих работ, выполняемых в период строительства рудника до ввода на полную мощность составляет **195,970 тыс.м³**.

Скорости прохождения выработок приняты по горнотехническим условиям месторождения и производительности, применяемых оборудований.

Календарный план отработки руды на горизонтах приведен в таблице 33.

Таблица 33. Объем горнопроходческих работ в период строительства

№	Наименование	Ед. изм.	2029	2030	2031	Итого
---	--------------	----------	------	------	------	-------

1	ОГР	м ³	4650,0			4650,0
2	ГКР	м ³	27949,9	39932,0	15998,7	83880,6
3	ГПР	м ³	6753,0	6412,0	5991,5	19156,5
4	ГНР	м ³	11256,2	33464	31776	76496,2
5	ЭРР	тн			2112,0	2112,0
6	Итого	м ³	50609,1	79808	55878,2	186295,3

3.13. Транспортировка горной массы

Транспортировка руды и породы по горизонтам производится с помощью погрузо-доставочных машин (Scooptram ST-7) и автосамосвалов (MT-2010 Atlas Copco).

На рудоспуски с высоты 5 м руда привозятся с помощью ПДМ, а снизу на отметке горизонта руда на самосвалы грузится с помощью вибропитателей. Процесс погрузки руды на самосвал может произвести машинист самосвала.

По горизонтным квершлагам руда доставляется автосамосвалами до ствола шах. «Главная» и разгружается в центральные рудоспуски, через которых руда грузится на скипы и выдается на поверхность.

С самого нижнего горизонта 0,0 м (490) отбитая горная масса выдается автосамосвалами, через НТС, на гор. +50,0 м (440) и далее через центральный рудоспуск и скипом выдается на поверхность.

Необходимое количество ПДМ и автосамосвалов на добычу приводится ниже

Таблица 34. Сводная таблица расчета производительности ПДМ

Длина откатки	Техн. пр-ть $A_m^{ПД}$, тн/час		Сменная произ-ть $A_{см.}^{ПД}$, тн/см. (6 час)		Годовая произ-ть., $A_{год}^{ПД}$, тыс.тн/год (340 дней)	
	Марка ПДМ					
	$ST-3,5$	$ST-7$	$ST-3,5$	$ST-7$	$ST-3,5$	$ST-7$
50	128,3	81,6	454,9	286,7	464,0	292,4
100	102,9	59,5	364,6	209,2	371,9	213,4
150	85,8	46,9	304,3	164,7	310,4	168,0
200	73,6	38,7	261,1	135,8	266,3	138,5
250	64,5	32,9	228,6	115,5	233,2	117,8
300	57,3	28,26	203,3	100,5	207,4	102,5

При годовой производительности рудника 200 тыс. т. сменная производительность составит 196 т. В целях снижения количество свежего воздуха для разжижения газов ДВС принимаем ПДМ ST-7. При полевой подготовке выемочного блока отгрузка отбитой руды производится на сопряжениях камеры «Алимак» и транспортного штрека. В связи с этим длину откатки руды принимаем 50 п.м. Необходимое количество ПДМ составит:

$$N_{ПДМ} = \frac{V_{см}}{A_{см}} K_p \text{ шт.}$$

$$N_{ПДМ} = \frac{196}{286,7} \times 1,2 = 0,8 \text{ шт.} \sim 1 \text{ ед.}$$

Таблица 35. Сводная таблица расчета производительности автосамосвала МТ-2010

Показатели	Длина транспортировки по горизонту						
	500	700	1000	1200	1500	1700	2000
Сменная произ-ть $A_{см.}^{ПД}$, тн/см.	200,8	175,3	147,3	133,1	116,3	107,2	96,0
Годовая произ-ть., $A_{год}^{ПД}$, тыс.тн/год	204,8	178,8	150,2	135,7	118,6	109,4	98,0

При годовой производительности рудника 200 тыс. т. сменная производительность составит 196 т. При средней длине откатки руды по горизонтным выработкам 1000 п.м. необходимое количество автосамосвалов составит:

$$N = \frac{V_{см}}{A_{см}} K_p \text{ шт.}$$

$$N = \frac{196}{147,3} \times 1,2 = 1,6 \text{ шт.} \sim 2 \text{ ед.}$$

Где, $K_p = 1,2$ коэффициент резерва оборудования.

Вывод:

Общее количество СХО при эксплуатации рудника ПДМ Scooptram ST-7 – 3 ед, автосамосвал МТ-2010 – 3 ед, в том числе:

- на добычу ST-7 – 1 ед, автосамосвал МТ-2010 – 2 ед;

- на подготовительные и внеблочные работы ST-7 – **2 ед, автосамосвал**
- MT-2010 – **1 ед.**

3.14 Вентиляция

Общие положения.

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

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

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

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

Рудничный воздух в основном состоит из следующих компонентов:

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

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

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

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

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

Вентиляторные установки главного проветривания (далее ГВУ) предназначены для вентиляции всех выработок горного предприятия (шахты, рудника, карьера) или его части (крыло, блок, панель и т.д.). В соответствии с ТБ на шахтах и подземных рудниках

эти установки располагаются на поверхности у устья герметически закрытых стволов, шурфов, штолен и скважин.

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

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

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

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

В составе главных и вспомогательных вентиляторных установок используют как осевые, так и центробежные вентиляторы. ВМП являются в основном осевыми.

Устройство вентиляторной установки зависит от ее назначения, расположения, типа применяемых вентиляторов и требований отраслевых ТБ и Правил технической эксплуатации, предъявляемых к установкам различных типов.

В составе ГВУ одинаково широко применяются как центробежные, так и осевые вентиляторы. Центробежные вентиляторы ГВУ в соответствии с ГОСТ 11004-84 изготавливаются одноступенчатыми с односторонним (ВЦ) и двусторонним (ВЦД) подводом воздуха с диаметрами рабочих колес от 1,6 до 4,75 м, номинальной подачей от 25 до 630 м³/с и номинальным статическим давлением от 2450-7000 Па.

Основным способом регулирования рабочего режима центробежных вентиляторов ГВУ является изменение угла установки лопаток входного направляющего аппарата (НА). На отдельных моделях центробежных вентиляторов предусмотрено регулирование режима изменением частоты вращения приводного электродвигателя.

Осевые вентиляторы ГВУ, выпускаемые серийно, охватывают диапазон подач от 10 до 580 м³/с и статических давлений от 600-3900 Па и предназначены для проветривания горных предприятий с относительно небольшим сопротивлением вентиляционной сети. Все они выполнены по двухступенчатой схеме и имеют спрямляюще-направляющий аппарат, расположенный между рабочими колесами I-й и II-й ступеней, спрямляющий аппарат за рабочим колесом II-й ступени.

ГВУ должны состоять не менее чем из двух вентиляторных агрегатов, один из которых должен быть резервным. Вентиляторы на газовых шахтах должны быть одного типоразмера. На негазовых шахтах ГВУ могут состоять из одного агрегата с резервным электродвигателем.

Кроме того, ГВУ должны быть оборудованы реверсивными устройствами, обеспечивающими изменение направления воздушного потока (вентиляционной струи) на противоположное во всех горных выработках, проветриваемых за счет общешахтной депрессии. Если уровень шума вентиляторных установок выше допустимых норм, то они должны оборудоваться глушителями шума.

Рабочий и резервный вентиляторы соединяются со стволом шахты системой вентиляционных каналов: подводящего, всасывающих, нагнетательных, обводных и диффузора с выходной частью. Каналы выполняются в бетоне в комплексе со зданием, в котором размещаются вентиляторные агрегаты.

Таким образом, в общем случае в состав ГВУ входят: вентиляторный агрегат, состоящий из одного вентилятора с двумя электродвигателем и аппаратуры управления, автоматизации и контроля; вспомогательное оборудование для переключения и

реверсирования воздушного потока; система вентиляционных каналов, обеспечивающих прямую и реверсивную работу каждого из вентиляторов; глушителя шума.

Вспомогательное оборудование включает в себя: ляды, с помощью которых перекрываются вентиляционные каналы; механизмы для открывания и закрывания ляд; устройства для уплотнения ляд; люки для доступа в каналы. Ляды выполняются по типу падающих или самоходных вертикальных дверей. В качестве привода ляд применяются лебедки с системой канатов (падающие ляды), а также цепной привод с червячным редуктором и винтовой с мотор-редуктором для самоходных вертикальных ляд.

Центробежные вентиляторы являются неревверсивными. Поэтому вентиляторные установки с центробежными вентиляторами имеют обводные каналы, по которым воздух нагнетается в шахту при реверсивном режиме работы вентилятора. Для компоновки таких установок характерен также общий диффузор для обоих вентиляторов, который на некоторой высоте переходит в сужающуюся настройку (конфузор).

Аэродинамические характеристики вентиляторов (вентиляторных установок) определяются опытным путем и представляют совокупность графических зависимостей статического давления $H_{ст}$ и статического коэффициента полезного действия $\eta_{ст}$ от расхода (подачи) Q воздуха при различных регулируемых параметрах вентиляторных агрегатов (частотах вращения, углах установки лопастей рабочего колеса и пр.).

Статическое давление вентилятора численно равно разности давлений в нагнетательном и всасывающем каналах вентиляторной установки. Оно отображает приращение в каналах вентилятора удельной энергии давления газа, отнесенной к его объему. Приращение удельной кинетической энергии воздуха в каналах вентиляторной установки практически равно нулю, так как скорости соответствующих потоков в нагнетательном и всасывающем каналах примерно одинаковы. Приращением удельной энергии положения в поле тяжести Земли можно пренебречь из-за малой плотности воздуха. Поэтому статическое давление с достаточной точностью отображает величину полной удельной энергии, приобретаемой воздухом в каналах вентиляторной установки.

Статический КПД вентиляторной установки определяется по формуле:

$$\eta_{ст} = \frac{QH_{ст}}{N \cdot 10^3}.$$

где, $H_{ст}$ – статическое давление вентилятора, Па;

Q – расход воздуха, м³/с;

N – потребляемая вентилятором мощность, кВт.

К режиму вентиляторов предъявляются три основных требования: обеспечение необходимой подачи, экономичность и устойчивость. Исходя из последних двух условий, на напорной характеристике ГВУ считается экономичным, если $\eta_{ст} > 0,6$.

Центробежные вентиляторы имеют пологопадающую характеристику статического давления $H_{ст} - Q$ (согласно диаграмме), для которой все режимы работы являются устойчивыми. Поэтому зона промышленного использования характеристики $H_{ст} - Q$ центробежного вентилятора определяется только из условия экономичности. осевые вентиляторы имеют, как правило, седлообразную характеристику $H_{ст} - Q$ со впадинами и даже с разрывами. Поэтому осевые вентиляторы в некотором диапазоне подач могут неустойчивые режимы работы. Исходя из этого, со стороны малых подач, где указанная характеристика имеет впадины и разрывы, зона промышленного использования ограничивается условием устойчивости, а со стороны больших подач условием экономичности.

Отличительной эксплуатационной особенностью вентиляторных установок является их работа на внешнюю сеть, сопротивление которой постоянно меняется в связи с развитием фронта работ и изменением климатических и горнотехнических условий. Кроме того, ГВУ имеют очень большой срок службы: от 14 до 20 лет. За это время характеристика внешней сети может измениться в значительных пределах. Поэтому для того, чтобы

вентиляторная установка могла обеспечить необходимую подачу воздуха в течение всего срока службы, она должна быть регулируемой.

Регулирование режима работы осевых вентиляторов типа ВОД осуществляется за счет изменения углов установки лопастей рабочего колеса. При этом поворот лопастей производится дискретно через 5 градусов. Поэтому регулирование получается ступенчатым.

Режимы работ центробежных вентиляторов регулируются изменением углов установки лопаток направляющих аппаратов или частоты вращения n рабочего колеса. Оба эти способа регулирования являются непрерывными.

Комбинированный способ регулирования заключается в том, что диапазонах рабочего режима вентиляторов осуществляется под регулировкой (тонкое регулирование) различными способами (направляющим аппаратом, задвижкой в вентиляционном канале и т.д.).

В связи с этим для вентиляторов выбирают не индивидуальные, а универсальные характеристики, используя на практике при расчетах только ее часть – область промышленного использования, в которой все режимы работы являются экономичными. Для ее получения на каждой напорной характеристике выделяют зону промышленного использования и соответственные концы этих зон соединяют линиями, которые являются границами области по условиям экономичности и устойчивости.

3.14.1. Определение необходимого количества воздуха при проходке НТС

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

Производство работ по проходке НТС осуществляется с применением самоходного оборудования ПДМ-ST-7 и СБУ Boomer T-1D с дизельным приводом.

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

$$V_{min} = \frac{qnK}{60}, \text{ м}^3/\text{сек.}$$

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

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

2. По интенсивности выделения газов при производстве взрывных работ:

$$q = \frac{2,25}{60 \times t} \sqrt[3]{\frac{AS^2 L^2 v \varphi}{K_y^2}}, \text{ м}^3/\text{сек.}$$

Где, t – время проветривания после взрывания, $t = 30 \text{ мин.}$;
 A – количество одновременно взрываемого ВВ, кг, $A = 139,17 \text{ кг.}$
 v – фактическое удельное газовыделение при взрывании ВВ, $v = 90 \text{ л/кг.}$;
 S – площадь сечения проходимой выработки, м^2 , $S = 10,9 \text{ м}^2$;
 L – максимальная длина проветриваемой выработки, $L = 700 \text{ п.м.}$;
 φ – коэффициент обводненности выработки, $\varphi = 0,8$;
 K_y – коэффициент утечек воздуха в вентиляционном трубопроводе, при $K_y = 1/\eta = 1/0,83 = 1,2$.

$$q = \frac{2,25}{60 \times 30} \sqrt[3]{\frac{115,4 \times 10,9^2 \times 700^2 \times 90 \times 0,8}{1,2^2}} = 8,69 \text{ м}^3/\text{сек.}$$

3. По пылевому фактору:

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

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

4. По эффективной скорости движения воздуха:

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

Где, V_{min} – минимальная скорость движения воздуха по выработке

$$V_{min} = \frac{0,1 \times P}{S} \text{ м/сек.}$$

Где, P – периметр выработки в свету, м.

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

$$Q_{двс} = \frac{qK_0 \sum N_{схо}}{60}, \text{ м}^3/\text{сек.}$$

Где, q – норма подачи свежего воздуха на единицу мощности ДВС, $q = 5 \text{ м}^3/\text{мин/л.с.}$;
 K_0 – коэффициент одновременности работы машин, принимается равным:

- при работе ПДМ $K_0 = 1,0$;
- при работе двух машин $K_0 = 0,8$;
- при работе трех машин $K_0 = 0,75$.
- $\sum N$ – суммарная мощность ДВС, одновременно работающих в выработке, л.с.

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

При нагнетательном способе проветривания и длине выработки более 800 м, критическая длина выработки, т.е. расстояние на которой концентрация газов, идущих от забоя снижается до допустимой, определяется, согласно методике «Временная инструкция по расчету количества воздуха...» Минцветмет ССР по формуле:

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

Где, K_m – коэффициент турбулентной диффузии полной свободной струи, $K_m = 0,5$;

A – количество одновременно взрывааемых ВВ в забое, $A = 139,17 \text{ кг}$;

B – газовость применяемого ВВ, $B = 90 \text{ л/кг}$ (аммонит 6ЖВ);

$K_{ут.}$ – коэффициент утечек в трубопроводе, $K_{ут.} = 1,2 \text{ при } L = 700 \text{ м}$;

$$L_{кр} = \frac{12,5 \times 139,17 \times 90 \times 0,5}{10,9 \times 1,2^2} = 4987,5 \text{ м.}$$

При подаче свежего воздуха в забой вентиляторами местного проветривания (ВЦП-16) в объеме $Q = 16,4 \text{ м}^3/\text{сек.}$ скорость движения воздуха составит:

$$V = \frac{16,4}{10,9} = 1,5 \text{ м/сек.}$$

или для полного проветривания пройденной выработки (НТС) общей длиной $L = 2500 \text{ м.}$

$$T = \frac{2500}{1,5} = 1667 \text{ сек или } 28 \text{ мин.}$$

1. По пылевому фактору:

$$Q_{min} = 0,35 \times 10,9 = 3,8 \text{ м}^3/\text{сек.}$$

2. По эффективной скорости движения воздуха по НТС:

$$V_{min} = \frac{0,1 \times 16,4}{10,9} = 0,15 \text{ м/сек при фактическом } 1,5 \text{ м/сек.}$$

$$Q_{min} = 0,15 \times 10,9 = 1,64 \text{ м}^3/\text{сек.}$$

3. по выхлопным газам от машин с ДВС:

- а) при работе одной ПДМ ST-7:

$$Q_{st} = \frac{5 \times 1 \times 84}{60} = 7 \text{ м}^3/\text{сек.}$$

- б) при работе автосамосвала МТ-2010:

$$Q_{MT} = \frac{5 \times 1 \times 120}{60} = 10 \text{ м}^3/\text{сек.}$$

- в) при совместной одновременной работе ПДМ ST-7 и автосамосвала МТ-2010 в районе перегрузочной ниши:

$$Q_{общ} = \frac{5 \times 0,8 \times 204}{60} = 13,6 \text{ м}^3/\text{сек.}$$

Для подачи в забой необходимо принимать наибольшее из количеств воздуха, полученных расчетов при различных факторах: - по фактору проветривания от выхлопных газов от машин с ДВС – 13,6 м³/сек. при одновременной работе ПДМ ST-7 и автосамосвала МТ-2010.

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

$$Q_{пдм} = 13,6 \text{ м}^3/\text{сек.}$$

Производительность ВМП, работающего на нагнетание при проходке наклонного съезда

Количество воздуха, подводимого к вентиляторной установке, составит:

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

Где, η - коэффициент доставки воздуха через,

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

Где,

$k = 0,001-0,002$, коэффициент удельной стыковки воздухопроницаемости, при удовлетворительном качестве сборки $k = 0,003$;

$d = 0,8 \text{ м}$, диаметр трубопровода;

$L = 700 \text{ м}$, максимальная длина тупикового забоя и вентиляционного трубопровода;

$m = 5 \text{ м}$, длина одного звена вентиляционной трубы;

$R = 0,827 \text{ кгс} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$, аэродинамическое сопротивление трубопровода,

$$\eta = \frac{1}{\left(\frac{1}{3} 0,003 \times 0,8 \times \frac{700}{5} \sqrt{0,827} + 1\right)^2} = 0,83.$$

$$Q_{под} = \frac{13,6}{0,83} = 16,4 \text{ м}^3/\text{сек.}$$

3.14.2. Выбор ВМП при проходке НТС

Для подачи воздуха в забой нагнетательным способом выбираем ВМП – центробежный вентилятор **ВМЭ-8 – 2 ед**, так как производительность одного ВМП **ВМЭ-8** не достаточно. А также выбор двух ВМП марки **ВМЭ-8** обосновывается тем, что он по габаритам и условиям эксплуатации практичен, чем более производительные вентиляторы, но большие по габаритам.

Воздуховод – два металлических трубопровода диаметром 800 мм.

Сопrotивления воздуха рассчитываем по формуле:

$$R = \frac{6,45aL_{\text{тр}}}{d^5}, \text{ кгс}^2/\text{м}^8.$$

Где,

a – коэффициент аэродинамического сопротивления трубопровода $\text{кгс} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$, $a = 0,00006$ ($\varnothing$ -800 мм);

$L_{\text{тр}}$ – максимальная длина трубопровода для проветривания тупикового забоя длиной 700 п.м.

$$R = \frac{6,45 \times 0,00006 \times 700}{0,8^5} = 0,827 \text{ кгс}^2/\text{м}^8.$$

Расчет местного сопротивления воздуха.

Местное сопротивление внезапного расширения:

$$e_p = 1 + \frac{a}{0,001}, \text{ кгс}^2/\text{м}^8.$$

$$e_p = 1 + \frac{0,00006}{0,001} = 1,06 \text{ кгс}^2/\text{м}^8.$$

Аэродинамическое сопротивление внезапного расширения

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

Где, $\gamma_{\text{воз}}$ – плотность рудничного воздуха, $\text{кгс}/\text{м}^3$, $\gamma_{\text{воз}} = 1,2$;

$g = 9,81 \text{ м}/\text{с}^2$, ускорение свободного падения;

S – площадь узкого сечения, м^2 ,

$$S = \frac{3,14 \times 0,8^2}{4} = 0,502 \text{ м}^2.$$

$$R = \frac{1,06 \times 1,2}{2 \times 9,81 \times 0,502^2} = 0,257 \text{ кгс} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8.$$

Аэродинамическое сопротивление поворота струи

$$R = \frac{Se_p \gamma_{\text{воз}}}{2gS^2}, \text{ кгс} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8.$$

$$R = \frac{0,502 \times 1,06 \times 1,2}{2 \times 9,81 \times 0,502^2} = 0,129 \text{ кгс} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8.$$

Сопrotивление вентиляционной сети равно:

$$R_c = R + R_p + R_{\text{нов}} = 0,827 + 0,257 + 0,129 = 1,213 \text{ кгс} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8 \text{ или } 1,19 \text{ даН} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8.$$

Характеристика вентиляционной сети

$$h = R_c Q_{\text{в}}^2, \text{ даПа}.$$

$$h = 1,19 \times 16,4^2 = 320 \text{ даПа или } 3200 \text{ Па}.$$

$$\text{При работе двух ВМП } h = 320/2 = 160 \text{ даПа или } 1600 \text{ Па}.$$

Необходимое количество свежего воздуха, подаваемого к ВМП равно:

$$Q_{вс} = Q_{в.ф.} K_p = 16,4 \times 1,43 = 23,45 \text{ м}^3/\text{сек.}$$

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

Таблица 36. Технические характеристики ВМП ВМЭ-8

Номинальный диаметр, мм	800
Частота вращения, об/мин	3000
Мощность электродвигателя, кВт	50
Максимальный полный КПД	0,63
Номинальное полное давление, Па	3200
Номинальная подача, м ³ /с	10
Длина с глушителем	2645
Размеры:	1170 x 910 x 1216
Вес:	800

3.14.3. Определение необходимого количества воздуха при проходческих и добычных работах

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

Свежий воздух, подогреваемый в холодное время года в калориферной установке, поступает по Главному вентиляционному восстающему на соответствующие горизонты и подэтажи за счет работы главной вентиляторной установки, установленной в районе устья ГВВ. Далее свежий воздух по квершлагам поступает на транспортные штреки. С транспортного штрека по блоковым и буровым восстающим свежий воздух попадает в очистное пространство.

Отработанный воздух по штрекам вышележащего вентиляционного горизонта поступает на восточный и западный фланги. На восточном фланге отработанный воздух выдается на поверхность через блоковые вентиляционные восстающие.

Ствол шх. «Главная» находится в нейтральном режиме проветривания. Через него выдается отработанный воздух насосной камеры и ПРСВМ.

Для регулирования количества воздуха по вентиляционным квершлагам горизонтов предусматривается установка на сопряжениях ВВ и вентиляционных квершлагов металлические двухстворчатые шишозовые дверей с регулирующим окном.

Расчёт выполнен в соответствии с нормативными документами, действующими в РК. В основе расчёта приняты методика, изложенная во «Временном методическом пособии по расчёту количества воздуха, необходимого для проветривания рудников и шахт», рекомендованном коллегией Госгортехнадзора Казахской ССР 15.03.90г №3-11, г. Алма-Ата 1990 г и «Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы» Утверждены приказом Министра по инвестициям и развитию Республики Казахстан от 30 декабря 2014 года №352., «Норм технологического проектирования горнодобывающих предприятий с подземным способом разработки», согласованных приказом Комитета по государственному контролю за чрезвычайными ситуациями и промышленной безопасностью Республики Казахстан от « 4 » декабря 2008 года № 46.

Расчёт расхода воздуха на очистные работы.

Расчёт по факторам:

1. По людям:

$$Q = q \times N, \text{ м}^3/\text{с.}$$

Где, $q = 0,1 \text{ м}^3/\text{с}$, норматив необходимого свежего воздуха на одного человека;
 $N = 2$, количество людей, одновременно работающих на очистных работах.

$$Q = 0,1 \times 2 = 0,2 \text{ м}^3/\text{с}.$$

2. По минимально-допустимой скорости струи воздуха:

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

Где, $v_{\min} = 0,25 \text{ м/с}$, минимально-допустимая скорость движения воздуха;
 $S = 10,9 \text{ м}^2$, сечение вентиляционной выработки.

$$Q = 0,25 \times 10,9 = 2,73 \text{ м}^3/\text{с}.$$

3. По разжижению газов ВВ после массового взрыва:

$$Q_{\text{ВВ}} = \frac{a}{t} \sqrt{A_{\text{м}} \times b \times V_3}, \text{ м}^3/\text{мин}.$$

Где, $t = 120 \text{ мин}$, время проветривания блока;
 $A_{\text{м}}$ – условный заряд ВВ, величина которого соответствует объему газовыделения в выработки блока после массового взрыва, кг.

$$A_{\text{м}} = i \times A, \text{ кг}.$$

Где, $A = 150 \text{ кг}$ или $0,15 \text{ тн}$, заряд ВВ, взрывааемый в блоке при массовом взрыве;
 $i = 0,25$, коэффициент, учитывающий фактический объем газовыделения в выработки шахты в период проветривания после массового взрыва.

$$A_{\text{м}} = 0,25 \times 150 = 37,5 \text{ кг}.$$

$a = 40$, коэффициент для системы поэтажного обрушения и камерной с послышной отбойкой глубокими скважинами;

V_3 – объем загазованных выработок определяемый из выражения:

$$V_3 = V_{\text{исх}} \times V_{\text{вво}}, \text{ м}^3.$$

Где,

$V_{\text{исх}} = 14020 \text{ м}^3$, объем выработок исходящей струи тр. Штрек $1000 \text{ п.м.} \times 10,9 \text{ м}^2 = 10900 \text{ м}^3$; ВВ $520 \text{ п.м.} \times 6 \text{ м}^2 = 3120 \text{ м}^3$;

$V_{\text{вво}} = b = 0,9 \text{ м}^3/\text{кг}$, общая загазованность ВВ.

$$V_3 = 14020 \times 0,9 = 12618 \text{ м}^3.$$

$$Q_{\text{ВВ}} = \frac{40}{120} \sqrt{37,5 \times 0,9 \times 12618} = 217,5, \text{ м}^3/\text{мин. или } 3,6 \text{ м}^3/\text{сек}.$$

4. По выносу пыли:

$$Q = \frac{J \times v_1}{(n - n_{\text{вх}})}, \text{ м}^3/\text{сек}.$$

Где, $J = 6,8 \text{ мг/с}$, объем запыленности при погрузке руды с помощью ПДМ;
 $v_1 = 0,2$, коэффициент гидрообеспыливания при периодическом орошении бортов и отбитой горной массы;
 $n = 1 \text{ мг/м}^3$, ПДК по пыли;
 $n_{\text{вх}} = 0,3 \text{ мг/м}^3$, запыленность входящей струи для очистного забоя;
 $b = 0,9 \text{ м}^3/\text{кг}$, общая газовость ВВ;
 $i = 0,25$, коэффициент газовыделения в выработки.

$$Q = \frac{6,8 \times 0,2}{(1 - 0,3)} = 1,94 \text{ м}^3/\text{сек}.$$

5. По разжижению выхлопных газов ДВС:

$$Q = q \times N, \text{ м}^3/\text{с}.$$

Где, $q = 5 \text{ м}^3/\text{мин}$, количество воздуха для разжижения выхлопного газа ДВС на 1 л.с.;
 $N = 84 \text{ л.с.}$, мощность ДВС ПДМ ST-7.

$$Q = 5 \times 84 = 420 \text{ м}^3/\text{мин или } 7 \text{ м}^3/\text{с}.$$

6. Наибольшее по факторам:

Параметр	Ед.изм.	Значение
Расчетное количество воздуха подаваемое в забой по людям	м ³ /с	0,2
Расчетное количество воздуха подаваемое в забой по минимально-допустимой скорости	м ³ /с	2,8
Расчетное количество воздуха подаваемое в забой для разжижения газов ВВ	м ³ /с	3,6
Расчетное количество воздуха подаваемое в забой для выноса пыли	м ³ /с	1,94
Расчетное количество воздуха подаваемое в забой для разжижения выхлопных газов ДВС	м ³ /с	7
Наибольшее расчетное количество воздуха, подаваемое в забой	м³/с	7

На очистные работы расход воздуха составит: $Q_{op} = 7 \text{ м}^3/\text{с}$.

Расчёт расхода воздуха на подготовку блока.

Расчёт по факторам:

1. По людям:

$$Q = q \times N, \text{ м}^3/\text{с}.$$

Где, $q = 0,1 \text{ м}^3/\text{с}$, норматив необходимого свежего воздуха на одного человека;
 $N = 4$, количество людей, одновременно работающих на очистных работах.

$$Q = 0,1 \times 4 = 0,4 \text{ м}^3/\text{с}.$$

2. По минимально-допустимой скорости струи воздуха:

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

Где, $v_{min} = 0,25 \text{ м/с}$, минимально-допустимая скорость движения воздуха;
 $S = 10,9 \text{ м}^2$, количество людей, одновременно работающих в блоке.

$$Q = 0,25 \times 10,9 = 2,73 \text{ м}^3/\text{с}.$$

3. По разжижению газов ВВ:

$$Q = \frac{2,25}{t} \sqrt[3]{\frac{A \times b \times S^2 \times L^2 \times K_{об}}{K_{ут}^2}}, \text{ м}^3/\text{мин}.$$

Где, $L = 8 \text{ м}$, длина тупиковой части выработки, не более 10 м;
 $K_{об} = 0,8$, коэффициент обводненности;
 $K_{ут} = 1,2$, коэффициент утечки воздуха;
 $t = 30 \text{ мин}$, время проветривания подготовительных забоев;
 $A = 120 \text{ кг или } 0,12 \text{ тн}$, количество одновременно взрывающегося ВВ;
 $S = 8 \text{ м}^2$, сечение проветриваемой выработки;
 $b = 0,9 \text{ м}^3/\text{кг}$, общая газовость ВВ.

$$Q = \frac{2,25}{30} \sqrt[3]{\frac{120 \times 0,9 \times 8^2 \times 8^2 \times 0,8}{1,2^2}} = 5 \text{ м}^3/\text{мин или } 0,08 \text{ м}^3/\text{сек}.$$

4. По выносу пыли:

$$Q = \frac{J \times v_1}{(n - n_{вх})}, \text{ м}^3/\text{сек}.$$

Где, $J = 6,8 \text{ мг/с}$, объем запыленности при погрузке руды с помощью ПДМ;
 $v_1 = 0,2$, коэффициент гидрообеспыливание;
 $n = 1 \text{ мг/м}^3$, ПДК по пыли;
 $n_{вх} = 0,3 \text{ мг/м}^3$, запыленность входящей струи;
 $b = 0,9 \text{ м}^3/\text{кг}$, общая газовость ВВ;
 $i = 0,25$, коэффициент газовыделения в выработки.

$$Q = \frac{6,8 \times 0,2}{(1 - 0,3)} = 1,94 \text{ м}^3/\text{сек.}$$

5. По разжижению выхлопных газов ДВС:

$$Q = q \times N, \text{ м}^3/\text{с.}$$

Где, $q = 5 \text{ м}^3/\text{мин}$, количество воздуха для разжижения выхлопного газа ДВС на 1 л.с.;
 $N = 84 \text{ л.с.}$, мощность ДВС ПДМ ST-2D

$$Q = 5 \times 84 = 420 \text{ м}^3/\text{мин или } 7 \text{ м}^3/\text{с.}$$

6. Наибольшее по факторам

Параметр	Ед.изм.	Значение
Расчетное количество воздуха подаваемое в забой по людям	м ³ /с	0,4
Расчетное количество воздуха подаваемое в забой по минимально-допустимой скорости	м ³ /с	2,73
Расчетное количество воздуха подаваемое в забой для разжижения газов ВВ	м ³ /с	0,08
Расчетное количество воздуха подаваемое в забой для выноса пыли	м ³ /с	1,94
Расчетное количество воздуха подаваемое в забой для разжижения выхлопных газов ДВС	м ³ /с	7
Наибольшее расчетное количество воздуха, подаваемое в забой	м³/с	7

На очистные работы расход воздуха составит: $Q_{ор} = 7 \text{ м}^3/\text{с.}$

7. Расчётная производительность ВМП:

$$Q_{вен} = Q \times K_{ут}, \text{ м}^3/\text{с.}$$

$$Q_{вен} = 7 \times 1,05 = 7,4 \text{ м}^3/\text{с.}$$

8. Расход воздуха на подготовку блока:

$$Q_{в} = Q_{вен} \times K_{р}, \text{ м}^3/\text{с.}$$

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

$$Q_{гпр} = 7,4 \times 1,43 = 10,6 \text{ м}^3/\text{с.}$$

На подготовку блока расход воздуха составит: $Q_{зпр} = 10,6 \text{ м}^3/\text{с.}$

Расчёт расхода воздуха на проветривание выемочных блоков.

$$\Sigma q(вб) = N_{бл} \times (Q_{ор} + Q_{зпр}) \times K_3, \text{ м}^3/\text{с.}$$

Где, $N_{бл} = 2$, количество выемочных блоков;
 $K_3 = 1,3$, коэффициент запаса.

$$\Sigma q(вб) = 1 \times (7 + 10,6) \times 1,3 = 22,9 \text{ м}^3/\text{с.}$$

Примечание: Согласно методике расчета вентиляции, необходимое количество свежего воздуха определяется по фактору – разжижение выхлопных газов СХО или ПДМ. Необходимое количество ПДМ на добычные работы – 2 ед, на подготовительные работы – 1 ед. Исходя из этого количество выемочных блоков принято – 2 ед. При этом допускается увеличить фактическое количество выемочных блоков, при условии соблюдения допустимого количества СХО или ПДМ – 3 ед.

Расчёт расхода воздуха на проветривание подготовительных выработок вне выемочных блоков.

Расчёт по факторам:

1. По людям:

$$Q = q \times N, \text{ м}^3/\text{с}.$$

Где, $q = 0,1 \text{ м}^3/\text{с}$, норматив необходимого свежего воздуха на одного человека;
 $N = 8$, количество людей, одновременно работающих на очистных работах.

$$Q = 0,1 \times 8 = 0,8 \text{ м}^3/\text{с}.$$

2. По минимально-допустимой скорости струи воздуха:

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

Где, $v_{\min} = 0,25 \text{ м/с}$, минимально-допустимая скорость движения воздуха;
 $S = 10,9 \text{ м}^2$, количество людей, одновременно работающих в блоке.

$$Q = 0,25 \times 10,9 = 2,7 \text{ м}^3/\text{с}.$$

3. По разжижению газов ВВ:

$$Q = \frac{2,25}{t} \sqrt[3]{\frac{A \times b \times S^2 \times L^2 \times K_{об}}{K_{ут}^2}}, \text{ м}^3/\text{мин}.$$

Где, $L = 8 \text{ м}$, длина тупиковой части выработки, не более 10 м;
 $K_{об} = 0,8$, коэффициент обводненности;
 $K_{ут} = 1,2$, коэффициент утечки воздуха (раздел 3.13.1);
 $t = 30 \text{ мин}$, время проветривания подготовительных забоев;
 $A = 120 \text{ кг}$ или $0,12 \text{ тн}$, количество одновременно взрываемого ВВ;
 $S = 10,9 \text{ м}^2$, сечение проветриваемой выработки;
 $b = 0,9 \text{ м}^3/\text{кг}$, общая газовость ВВ.

$$Q = \frac{2,25}{30} \sqrt[3]{\frac{120 \times 0,9 \times 10,9^2 \times 8^2 \times 0,8}{1,2^2}} = 6,1 \text{ м}^3/\text{мин} \text{ или } 0,1 \text{ м}^3/\text{сек}.$$

4. По выносу пыли:

$$Q = \frac{J \times v_1}{(n - n_{вх})}, \text{ м}^3/\text{сек}.$$

Где, $J = 13,6 \text{ мг/с}$, объем запыленности при погрузке руды с помощью ПДМ;
 $v_1 = 0,2$, коэффициент гидрообеспыливание;
 $n = 1 \text{ мг/м}^3$, ПДК по пыли;
 $n_{вх} = 0,3 \text{ мг/м}^3$, запыленность входящей струи;
 $b = 0,9 \text{ м}^3/\text{кг}$, общая газовость ВВ;
 $i = 0,25$, коэффициент газовыделения в выработки.

$$Q = \frac{13,6 \times 0,2}{(1 - 0,3)} = 3,89 \text{ м}^3/\text{сек}.$$

5. По разжижению выхлопных газов ДВС:

$$Q = q \times N, \text{ м}^3/\text{с}.$$

Где, $q = 5 \text{ м}^3/\text{мин}$, количество воздуха для разжижения выплопного газа ДВС на 1 л.с.;
 $N = 84 \text{ л.с.}$, мощность ДВС ПДМ ST-7.

$$Q = 5 \times 84 = 420 \text{ м}^3/\text{мин или } 7 \text{ м}^3/\text{с}.$$

6. Наибольшее по факторам:

Параметр	Ед.изм.	Значение
Расчетное количество воздуха подаваемое в забой по людям	м ³ /с	0,8
Расчетное количество воздуха подаваемое в забой по минимально-допустимой скорости	м ³ /с	2,7
Расчетное количество воздуха подаваемое в забой для разжижения газов ВВ	м ³ /с	0,1
Расчетное количество воздуха подаваемое в забой для выноса пыли	м ³ /с	3,89
Расчетное количество воздуха подаваемое в забой для разжижения выхлопных газов ДВС	м ³ /с	7
Наибольшее расчетное количество воздуха, подаваемое в забой	м ³ /с	7

7. Расчётная производительность ВМП:

$$Q_{\text{вен}} = Q \times K_{\text{ут}}, \quad \text{м}^3/\text{с}.$$

$$Q_{\text{вен}} = 7 \times 1,05 = 7,35 \text{ м}^3/\text{с}.$$

8. Расход воздуха на подготовительных выработок вне блочных блоков:

$$Q_{\text{в}} = Q_{\text{вен}} \times K_{\text{р}}, \quad \text{м}^3/\text{с}.$$

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

$$Q_{\text{гпр}} = 7,35 \times 1,43 = 10,5 \text{ м}^3/\text{с}.$$

На проветривание подготовительных выработок вне выемочных блоков расход воздуха составит: $\Sigma q(n) = 10,5 \text{ м}^3/\text{с}$.

Расчёт расхода воздуха на проветривание технологических камер.

$$\text{Камера PCO} - Q = V_{\text{кам}} \times K_{\text{к}}, \text{ м}^3/\text{с}.$$

Где, $K_{\text{к}} = 0,33$, коэффициент кратности;
 $V_{\text{кам}}$ - объем камеры, м³.

$$Q = 1870 \times 0,33 = 617,1 \text{ м}^3/\text{мин или } 10,3 \text{ м}^3/\text{с}$$

$$\text{Склад ВМ} - Q = 710 \times 0,07 = 49,7 \text{ м}^3/\text{мин или } 0,83 \text{ м}^3/\text{с}$$

$$\text{Насосная камера} - Q = 418,2 \times 0,0666 = 27,8 \text{ м}^3/\text{мин или } 0,46 \text{ м}^3/\text{с}$$

На проветривание технологических камер расход воздуха составит: $\Sigma q(\text{тк}) = 11,6 \text{ м}^3/\text{с}$.

Расчёт расхода воздуха на проветривание поддерживаемых выработок.

Откаточный штрек гор. +370 м (120)

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

Где, $V_{\text{min}} = 0,25 \text{ м/с}$, минимальная скорость движения воздуха;
 $S = 10,9 \text{ м}^2$, сечение откаточного штока.

$$Q = 0,25 \times 10,9 = 2,7 \text{ м}^3/\text{с}.$$

На проветривание поддерживаемых выработок расход воздуха составит: $\Sigma q(nв) = 2,7$ м³/с.

Расчёт расхода воздуха на проветривание транспортных выработок.

Квершлаг и транспортный штрек

$$Q = q \times W \times N \times K, \text{ м}^3/\text{с}.$$

Где, $q = 5 \text{ м}^3/\text{мин}$, количество воздуха для разжижения выхлопного газа ДВС на 1 л.с.;
 $W = 120 \text{ л.с.}$, мощность ДВС автосамосвала МТ-2010;
 $K = 0,8$, коэффициент одновременности работы автосамосвалов;
 $N = 4$, количество автосамосвалов.

$$Q = 5 \times 120 \times 3 \times 0,8 = 1440 \text{ м}^3/\text{мин или } 24 \text{ м}^3/\text{с}.$$

На проветривание транспортных выработок расход воздуха составит: $\Sigma q(тв) = 24$ м³/с.

3) Расчёт расхода воздуха на утечки через вентиляционные сооружения.

Металлические двухстворчатые двери (3 шт) – 3,15 м³/с;

Бетонная перемышка с металлической дверью (5 шт.) – 0,73 м³/с.

На утечки через вентиляционные сооружения расход воздуха составит: $\Sigma q(ут) = 3,88$ м³/с.

Расчёт расхода воздуха на проветривание подземного рудника.

$$Q_{ш} = K \times (\Sigma q_{вб} + \Sigma q_n + \Sigma q_{тк} + \Sigma q_{пв} + \Sigma q_{тв} + \Sigma q_{ут}) \text{ м}^3/\text{с}.$$

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

$$Q_{ш} = 1,1 \times (22,9 + 10,5 + 11,6 + 1,6 + 24 + 3,88) = 81,9 \text{ м}^3/\text{с}.$$

На проветривание подземного рудника расход воздуха составит: $Q_{ш} = 82 \text{ м}^3/\text{с}.$

ВАЖНО! Для исключения утечек воздуха через выработанное пространство предусматривается сооружение глухих бетонных перемычек:

- изолирующих НТС от отработанных горизонтов;
- изолирующих ствола шах. «Главная» и ГВВ от всех отработанных горизонтов и подэтажей, не участвующих в схеме вентиляции рудника.

На действующих горизонтах выработки не участвующие в схеме вентиляции, также должны быть изолированы глухими бетонными перемышками, кроме этого, все отработанные блоки изолируются устройством глухих перемычек в блоковых восстающих на уровне горизонтов.

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

3.14.4. Расчет депрессий

Депрессия горных выработок

Расчет депрессии западной части и восточного фланга определяем, как суммы депрессий последовательно соединенных выработок от вентиляторов главного проветривания до устьев воздухоподающих восстающих.

$$h = \frac{\alpha LP}{s^3} Q^2, \text{ даПа}.$$

$$h = RQ^2, \text{ даПа}.$$

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

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

Таблица 37. Расчет депрессии вентилятора

Наименование выработки	$L_{\text{выр}},$ м	$S_{\text{вент}},$ м^2	$P_{\text{вент}},$ м	$Q,$ $\text{м}^3/\text{с}$	$V_{\text{воз}},$ м/сек	$\alpha,$ $\text{Нс}^2/\text{м}^8$	$R,$ $\text{Нс}^2/\text{м}^8$	$h,$ Па
ГВВ	551	7	10,6	82	11,7	0,005	0,085	572,48 1
НТС	3200	10,9	12,5	38,2	3,5	0,001	0,032	45,973
Квершлаг ствола шх. «Главная»	400	10,9	12,5	1,3	0,1	0,002	0,009	0,015
Ствол шх. «Главная»	490	6,8	10,48	1,3	0,2	0,003	0,054	0,091
Штрек на восток	1000	10,9	12,5	21,3	2,0	0,001	0,010	4,467
Штрек на запад	600	10,9	12,5	21,2	1,9	0,001	0,006	2,655
Вент. Квершлаг - восток	100	8	10,8	21,3	2,7	0,002	0,005	2,201
Вент. Квершлаг - запад	150	8	10,8	21,2	2,7	0,002	0,007	3,271
ВВ - восток	500	6	10	21,3	3,6	0,005	0,116	52,510
ВВ - запад	500	6	10	21,2	3,5	0,005	0,116	52,019
Всего								735,68

Депрессия естественной тяги

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

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

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

Депрессия естественной тяги определяется из выражения:

$$H_e = 0,046 \times H \times (t_{cp}^I - t_{cp}), \text{ Па.}$$

Где, H – глубина разработки месторождения, м;
 t_{cp}^I – средняя температура воздуха в воздуховыдающей выработке, $^{\circ}\text{C}$;
 t_{cp} – средняя температура воздуха в воздухоподающей выработке, $^{\circ}\text{C}$.

Средняя температура воздуха в воздуховыдающих и воздухоподающих выработках определяется по формуле:

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

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

Средняя температура воздуха в воздухоподающих и воздухоподводящих выработках определяется по формуле:

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

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

$$t_{cp}^I = 5,5 + \frac{490 - 23,3}{33} = 19,6 \text{ } ^\circ\text{C}$$

$$t_{cp} = 5,5 + 0,01 \times 490 = 10,4 \text{ } ^\circ\text{C}$$

$$H_e = 0,046 \times 490 \times (19,6 - 10,4) = 207,4 \text{ Па или } 20,74 \text{ даПа}.$$

Общая депрессия.

$$\Sigma H = K_m \times H_{\Sigma \epsilon} + H_e, \text{ даПа}.$$

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

$$\Sigma H = 1,25 \times 73,57 + 20,74 = 112,7 \text{ даПа}.$$

3.14.5. Выбор вентилятора главного проветривания

Для обеспечения горных работ рудника необходимым количеством воздуха предусматривается строительство одной главной вентиляторной установки, работающей в режиме нагнетания:

- на главном ВВ вентилятор главного проветривания ВО-21К.

Проектом выбрана нагнетательная схема вентиляции рудника. Свежий воздух подается по ГВВ, далее на рабочем горизонте распределяется по рабочим флангам через шлюзовые вентиляционные ворота. Рабочих флангов два – западный и восточный. Из ГВВ имеются два вент. квершлага, где устанавливаются вентиляционные шлюзовые ворота, регулирующие поток воздуха.

Отработанный воздух выдаётся на дневную поверхность по ВВ – западный и ВВ – восточный, а также через ствол шах. «Главная».

Для подогрева воздуха в холодный период года на дневной поверхности вблизи главного ВВ предусматривается строительство калориферной станции.

Мощность эл.двигателя ГВУ определяется по формуле:

$$P = k_3 \frac{QH}{\eta_v \eta_n} 10^{-3}, \text{ кВт}.$$

Где, Q – производительность ГВУ, $\text{м}^3/\text{сек}$;
 H – давление на выходе ГВУ, Па;
 $\eta_v = 0,5-0,85$, КПД ГВУ;
 $\eta_n = 0,93$, КПД передачи ГВУ;
 $k_3 = 1,1-1,2$, коэффициент запаса ГВУ.

$$\text{Центральная часть} - P = 1,2 \times \frac{82 \times 1127}{0,75 \times 0,93} \times 10^{-3} = 159 \text{ кВт}.$$

3.14.6. Калориферы.

С учётом того, что свежий воздух в шахту подается только через ГВУ.

Расчёт мощности калориферов определяем по формуле:

$$N = c_v \times q (t_2 - t_1), \text{ кВт.}$$

Где, $c_v = 1,25$, объемная теплоемкость воздуха, $\text{м}^3/\text{с}$;

q - расход воздуха, $\text{м}^3/\text{с}$;

$t_1 = -27$, температура воздуха начальная, $^{\circ}\text{C}$;

$t_2 = 4$, температура воздуха конечная, $^{\circ}\text{C}$.

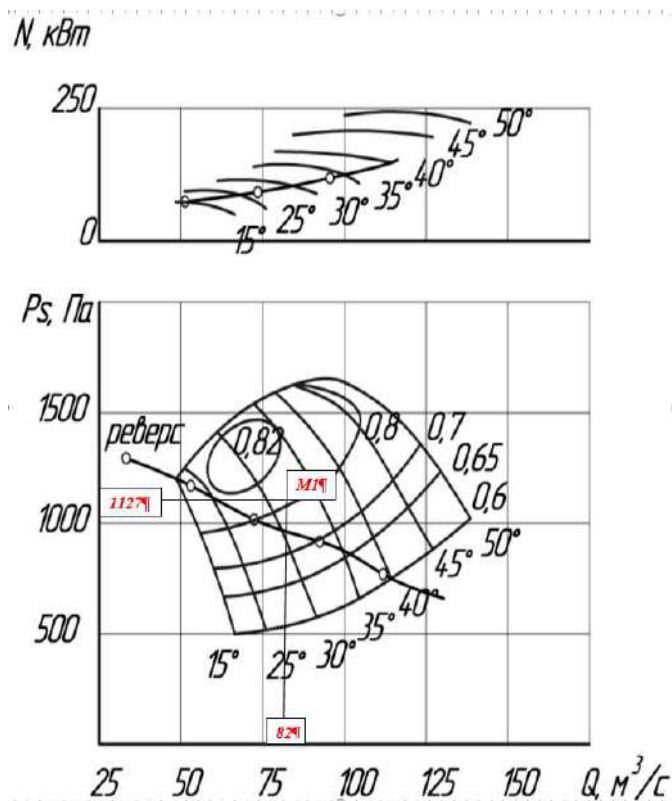
$$N = 1,25 \times 82 \times (4 + 27) = 3177,5 \text{ кВт.}$$

Примечание: начальная температура воздуха принята как температура воздуха наиболее холодной пятидневки, $^{\circ}\text{C}$, обеспеченностью 0,98 для Жамбылской области согласно СНиП РК 2.04-01-2017 «Строительная климатология» (с изменениями от 01.08.2018 г.)

Таблица 38. Техническая характеристика вентилятора ВО-21К

Диаметр рабочего колеса, мм	2100
Подача в пределах рабочей области, $\text{м}^3/\text{с}$	50-137
Статическое давление в пределах рабочей области, даПа	50-160
Подача при реверсе от рабочей, не менее %	82
Мощность электропривода, кВт	160
Частота вращения, мин^{-1}	750
Габариты (с учетом электродвигателя и диффузора), мм	
- длина	9100
- ширина	2480
- высота	2775
Масса (с учетом электродвигателя и диффузора), кг	14050

Аэродинамическая характеристика вентилятора ВО-21К, выполненного по аэродинамической схеме, частота вращения 750 об/мин.



3.15. Водоотлив

Гидрогеологические условия отработки простые. Водоносные горизонты в пределах рудного поля и вблизи его отсутствуют, что исключает залповые прорывы воды в выработки. Воды трещинного типа. Фактический водоприток в подземные выработки при проведении геологоразведочных работ составлял от 7 до 17 м³/час; по расчетам максимально ожидаемые притоки в зависимости от глубины составят: 35 м³/час на глубине 200 м, 52,6 м³/час на глубине 300 м и 70 м³/час на глубине 490 м.

Подземные воды агрессивны по отношению к бетону с несulfостойким цементом. Углекислой агрессией воды не обладают.

Минерализация воды 0,7-7,6 г/л и зависит от количества выпавших осадков.

Разработка месторождений полезных ископаемых, как правило сопровождается поступлением в горные выработки подземных и поверхностных вод, а также инфильтрационных вод из рек и поверхностных водоемов. Наличие воды в разрабатываемых горных массивах и ее приток в горные выработки затрудняет условия работы людей и машин, а в ряде случаев существенно сказываются на физических свойствах горных пород, приводя к снижению устойчивости горных массивов, ухудшению качества добываемого полезного ископаемого. Поэтому производство горных работ открытым и подземным способами в большинстве случаев требует проведения комплекса мероприятий по полному или частичному осушению разрабатываемых горных массивов, исключению или уменьшению водопритока в горные выработки, а также сбору и отводу подземных и поверхностных вод.

Необходимым составным элементом дренажной системы является водоотливная установка – комплекс электромеханического оборудования, служащий для откачки подземных и поверхностных вод из дренажных горных выработок шахт и карьеров.

По характеру взаимодействия с откачиваемой жидкостью в составе любой водоотливной установки выделяют два главных элемента: **силовой насосный**, или **вакуум-насосный агрегат**, служащий для преобразования механической энергии в энергию движущейся жидкости, и **трубопроводную сеть** – систему каналов, по которым жидкость перемещается от водосборных сооружений к водоотводным. Поступая в насос, жидкость получает необходимый запас энергии, который расходуется при ее перемещении в каналах внешней сети.

В состав водоотливной установки, обеспечивая необходимую надежность и эффективность работы основного оборудования, входят также следующие элементы: **пускорегулирующая и предохранительная арматура** (задвижки, вентили, переключатели потоков, обратные и предохранительные клапаны, воздуховыпускные устройства – вантузы, компенсаторы температурных изменений длины трубопроводов, гасители и компенсаторы гидравлических ударов); **контрольно-измерительная аппаратура** (манометры, вакуумметры, расходомеры, индикаторы движения жидкости, уровнемеры, реле заливки насосов и пр.); **системы ручного и автоматического управления приводом насоса с комплектом электроизмерительной аппаратуры**.

По назначению водоотливные установки подразделяют на **главные** (центральные), **вспомогательные** (участковые) и **временные** (проходческие).

К главным установкам относятся, предназначенные для перехвата и откачки всего или большей части ожидаемого притока воды в горные выработки. При большой протяженности шахтных и карьерных полей может использоваться несколько главных водоотливных установок. Однако известны также примеры эффективного использования одной главной установки для откачки воды из дренажных систем группы близлежащих шахт.

Вспомогательные установки служат для местного водопонижения в отдельных забоях и для откачки воды с участков, расположенных ниже водосборника главной водоотливной установки.

Временные установки используются в период проходки капитальных горных выработок строящегося предприятия или в период чрезвычайных ситуаций по водопритоку.

По расположению основного оборудования относительно осушаемого массива водоотливные установки подразделяют на **зумпфовые**, основное оборудование которых располагается вне осушаемого массива у водосборника относительно большой емкости, **скважинные** и **иглофильтровые**. На скважинных установках силовое насосное оборудование расположено непосредственно в осушаемом массиве, в котором пройдена скважина соответствующих размеров. На иглофильтровых установках основная часть силового оборудования расположена вне осушаемого массива, а в скважину помещена только водозаборная его часть.

Водоотливные установки подразделяют также на **стационарные**, **полустационарные** и **передвижные**. К последним относят вспомогательные установки, перемещаемые по мере продвижения забоев. Полустационарные установки изменяют свое местоположение периодически через относительно большие интервалы времени, по мере продвижении фронта горных работ и по глубине разрабатываемого массива.

Целью проектирования водоотливных установок является выбор современных технических средств водоотлива с учетом максимальной экономичности откачки воды на поверхность.

В задачи проектирования входят выбор схемы водоотлива, насоса (тип, основные технические параметры, число), подбор диаметров всасывающего и нагревательного трубопроводов, графическое определение режима работы водоотливной установки, определение мощности на валу насоса, выбор электродвигателя, определение расхода электроэнергии.

Исходя из условий принятых схем вскрытия и околоствольного двора, намечается место расположения насосной камеры и водосборников, определяется место слива воды на поверхности. Это позволяет проектировать гидравлические схемы, устанавливать геометрические высоты всасывания и нагнетания, длины подводящего и напорного трубопроводов, определять количество и перечень трубопроводной арматуры.

При ведении горных работ на одном горизонте откачка воды на дневную поверхность может осуществляться центральной водоотливной установкой – общей для нескольких, рядом расположенных шахт (рудников) при условии обеспечения стока воды в главный водосборник одной из них; главной водоотливной установкой, при этом вода из всех горных выработок собирается в главный водосборник шахты (рудника), а из него откачивается на поверхность; главной и участковыми водоотливными установками, когда на шахтах (рудниках) малой глубины залегания месторождения воду из отдельных участков, удаленных от околоствольного двора, нельзя самотеком собрать в главный водосборник; главной и перекачными водоотливными установками, перекачивающими воду из отдаленных участков в главный водосборник.

В глубоких шахтах (рудниках), когда напор одного насоса при максимальном числе рабочих колес недостаточен для откачки воды на дневную поверхность, применяют последовательную работу насосов, установленных в одной камере или ступенчатую схему водоотлива, в последнем случае водоотливные установки, расположенные на разных горизонтах, имеют отдельные водосборники. Насосы, установленные в нижнем горизонте, перекачивают воду в верхний промежуточный водосборник.

Для шахт и рудников с нормальным притоком воды менее 50 м³/час в насосной камере устанавливаются два насосных агрегата: рабочий и резервный, а с притоком воды более 50 м³/час – не менее трех насосных агрегатов: рабочий, резервный, ремонтный. При притоках воды, превышающих подачу одного агрегата, применяется совместная параллельная работа насосов. При числе насосов более трех – количество резервных насосов должно равняться количеству рабочих, а количество насосов в ремонте – не менее 25% от общего их количества.

3.15.1. Водоотлив при проходке НТС

Выбор типа насоса

Минимальная производительность (подача) насоса определяется формулой:

$$Q_{\min} = \frac{24Q_{\text{пр}}}{20}, \text{ м}^3/\text{час.}$$

Где,

$Q_{\text{пр}}$ – максимальный водоприток шахты, $Q_{\text{пр}}=17 \text{ м}^3/\text{час}$ (с учетом воды от бурения СБУ Boomer-282 1,1 л/сек или 13,2 м³/цикл);

20 часов – работа насосной установки в сутки.

$$Q_{\min} = \frac{24 \times 17}{20} = 20,4 \text{ м}^3/\text{час.}$$

Ориентировочный напор насоса определяется формулой:

$$H_{\text{ор}} = \frac{H_{\text{г}}}{\eta_{\text{тр}}}, \text{ м.}$$

Где,

$H_{\text{г}}$ – максимальная высота откачки (от забоя НТС на отметке последнего горизонта до дневной поверхности), $H_{\text{г}}=500 \text{ м}$;

$\eta_{\text{тр}}$ – КПД трубопровода, $\eta_{\text{тр}}=0,9 \div 0,95$.

$$H_{\text{ор}} = \frac{470}{0,9} = 522,2 \text{ м.}$$

Для выбора типа насоса необходимо на сводный график зон характеристик насосов нанести точку с координатами $Q_{\min}$, $H_{\text{ор}}$. Если точка попадает в рабочую зону нескольких насосов, то выбор окончательного варианта будет зависеть от результатов их технико-экономического сравнения.

В случае, если требуемый напор не может быть обеспечен насосом данной подачи, необходимо рассмотреть следующие варианты:

- применение насоса с большей подачей и напором;
- применение ступенчатого водоотлива с последовательным включением насосов, расположенных в разных горизонтах;
- применение ступенчатого отлива с водосборником на промежуточном горизонте.

Если необходимая подача превышает максимальную для насоса, который подходит по напору, следует применить параллельную работу насосов на один трубопровод. Окончательный вариант определяется технико-экономическим сравнением.

В целях унификации насосного парка тип насоса необходимого на проходку НТС – центробежные насосы секционные (далее ЦНС). И так как самая низкая производительность насоса ЦНС составляет 38 м³/час, а максимальный напор 250 м. схему водоотлива выбираем в замкнутом режиме со схемой водоотлива рудника «Бескемпир». Вода из временного водосборника отм. +190 (200) м перекачивается на гор. +370 м (120) и по квершлагу самотеком поступает в водосборник, далее на поверхность откачивается стационарными насосами ЦНС-60-297, установленные в насосной камере рудника.

$$H_{\text{ор}} = \frac{180}{0,9} = 200 \text{ м (до поверхности)}$$

Исходя из показателей $Q_{\min}$, $H_{\text{ор}}$ для откачки воды из шахты проектом выбран насос – **ЦНС 38-250 - 2 ед**, 1475 об/мин, КПД-0,62, мощность комплектующего эл. двигателя 55 кВт, допустимая вакуумная высота всасывания при $t=+20^{\circ}\text{C}$ – 5 м, подача насоса в пределах рабочей части характеристики, 28-48 м³/час.

Вода из забоя перекачивается пневматическими насосами типа **НПВМ-1** (производительностью $Q=10 \text{ м}^3/\text{час}$, напором $H=40 \text{ м}$, рабочее давление сжатого воздуха **0,6 МПа**) в перегрузочные и разминочные заезды, расположенных от забоя не более на

200 п.м. (перепад отметок между заездом и забоем составит 25-30 м.), где располагаются временные полустационарные насосы ЦНС 38-250.

Расчет и выбор трубопровода

При расчете трубопровода водоотливных установок необходимо определить материал, диаметр всасывающего трубопровода, толщину стенки труб, потери напора на преодоление гидравлических сопротивлений, а также обосновать выбор и расположение трубных коллекторов в насосной камере. От правильного решения этих вопросов зависят экономичность и удобство эксплуатации водоотливных установок.

Оптимальный диаметр трубопровода зависит от конкретных гидрогеологических и горнотехнических условий, режима работы трубопровода и ряда показателей.

Оптимальный диаметр трубопровода можно определить по формуле:

$$d_{\text{н}}^{\text{опт}} = \sqrt{\frac{4Q}{\pi v}}, \text{ мм.}$$

$$d_{\text{н}}^{\text{опт}} = \sqrt{\frac{4 \times 0,0106}{3,14 \times 2,5}} = 0,054 \text{ м или } 54 \text{ мм.}$$

Где, Q – производительность насоса, 38 м³/час или $Q = 0,0106 \text{ м}^3/\text{сек}$;
 v – скорость воды в трубопроводе, $v \leq 3,0$ (требование ТПБ) м/сек.

Рабочее давление воды для начального нижнего сечения напорного трубопровода может быть определено по формуле:

$$P_p = 1,25 \times 10^{-6} \rho g H_{\text{ор}}, \text{ МПа.}$$

$$P_p = 1,25 \times 1020 \times 9,81 \times 211,1 / 1000000 = 2,64 \text{ МПа.}$$

Полученное значение диаметра напорного трубопровода округляется до ближайшего значения по ГОСТ 8732-78.

Выбираем трубы стальные бесшовные горячедеформированные:

- напорная труба - $\varnothing_{\text{вн}}=113 \text{ мм}$; $\varnothing_{\text{нар}}=121 \text{ мм}$; $t_{\text{ст}}=4 \text{ мм}$;
- всасывающая труба - $\varnothing_{\text{вн}}=125 \text{ мм}$; $\varnothing_{\text{нар}}=133 \text{ мм}$; $t_{\text{ст}}=4 \text{ мм}$.

Примечание: из-за увеличения сопротивления трубопровода при предварительных расчетах диаметр труб увеличен по обратному расчету.

Диаметр всасывающего трубопровода ($d_{\text{вс}}$) выбирается с учетом скорости воды не более 1 м/сек. Обычно его принимают на 25÷50 мм больше напорного. При этом диаметр всасывающего трубопровода не должен быть меньше диаметра подводящего патрубка насоса. Если гидравлическая схема водоотлива содержит подкачивающий насос, то всасывающий и напорный трубопроводы могут быть одинакового диаметра.

Учитывая уменьшение внутреннего диаметра труб в процессе работы (вследствие их заливания), реальный диаметр труб (диаметр условного прохода d_y) будет всегда меньше фактического ($d_{\text{ф}}$) на 5÷10 мм.

$$d_y = d_{\text{ф}} - (5 \div 10), \text{ мм.}$$

Расчет определения толщины стальных водоотливных труб

Расчет водоотливных труб производится с учетом условия, что их стенки испытывают по нормали к своей поверхности давление жидкости, находящейся в трубе в равновесии или движущейся в ней равномерно.

Толщина стенок труб, прокладываемых в вертикальных стволах, может быть определена по формуле:

$$\delta = \frac{100[\delta_0 + (\delta_{кн} + \delta_{кв})t]}{100 - K_d}, \text{ мм.}$$

где, δ_0 – минимальная толщина стенки трубы;

$$\delta_0 = \frac{15,32 \rho_{\text{Норд}} d}{\sigma_B}, \text{ мм.}$$

Где, σ_B – временное сопротивление разрыву материала, из которого изготовлена труба, при Ст.4сп. $\sigma_B = 420 \text{ МПа или } 420 \cdot 10^6 \text{ Па}$;

$$\delta_0 = \frac{15,32 \times 1020 \times 211,1 \times 54}{350 \times 10^6} = 0,51 \text{ мм.}$$

$\delta_{кн}$ – скорость коррозионного износа наружной поверхности труб, $\delta_{кн} = 0,25 \text{ мм/год}$;

$\delta_{кв}$ – скорость коррозионного износа внутренней поверхности труб, мм/год; определяется химическим составом откачиваемой воды. При $pH=5-6$ $\delta_{кв}=0,4$;

t – срок службы трубопровода, $t = 2$ года.

K_d – коэффициент, учитывающий минусовой допуск толщины стенки трубы, %. В расчетах можно принимать $K_d=10-15\%$.

$$\delta = \frac{100 \times [0,51 + (0,25 + 0,4) \times 2]}{100 - 10} = 2,01 \text{ мм.}$$

Вследствие снижения давления по высоте можно применить трубы с уменьшающейся толщиной стенки. При глубине вертикального ствола до 700 м обычно применяют трубы с одинаковой толщиной стенки, определенной для их нижнего сечения. При больших глубинах ствола рационально разбивать трубопровод на секции – первая (верхняя) секция должна иметь длину 700 м с постоянной толщиной стенки, вторая (нижняя) – увеличенную толщину стенки, соответствующую давлению в ней.

Расчет и определения сопротивления трубопровода

Для получения правильного результата (при расчете сопротивления трубопровода) гидравлическую схему водоотливной установки необходимо разбить на три участка, отличающихся по диаметру трубопровода и гидравлической арматуре: 1- всасывающий трубопровод; 2 – участок напорного трубопровода, находящейся в насосной камере; 3 – остальная часть напорного трубопровода.

Для каждого участка следует определить сумму коэффициента местных сопротивлений $\sum \xi$ и расчетную длину трубопровода l_p .

Общее сопротивление трубопровода определяется по формуле:

$$R_c = R_{c1} + R_{c2} + R_{c3},$$

Сопротивление трубопровода на каждом участке можно определить по удельным гидравлическим сопротивлениям:

$$\text{Всасывающая} - R_{c1} = A_d l_{p1} + A_m \sum \xi,$$

$$\text{Напорная в камере} - R_{c2} = A_d l_{p1} + A_m \sum \xi,$$

$$\text{Напорная по стволу} - R_{c2} = A_d l_{p1} + A_m \sum \xi,$$

Где,

A_d – удельное сопротивление по длине, всасывающая $A_d = 8,4868 \text{ } r^2/m^6$; напорная в камере и по стволу $A_d = 26,714 \text{ } r^2/m^6$;

A_m – удельное местное сопротивление, всасывающая $A_m = 26,114 \text{ } r^2/m^5$; напорная в камере и по стволу $A_m = 63,755 \text{ } r^2/m^5$;

l_{p1} – длина трубопровода на участке, всасывающая $l_{p1} = 4,5 \text{ м}$; напорная в камере $l_{p1} = 20 \text{ м}$; напорная по НТС $l_{p1} = 1500 \text{ м}$ (между гор. +310 м и +50 м);

$\sum \xi$ – сумма коэффициента местных сопротивлений, одинаковые на всех участках $\sum \xi = 19,71$.

Всасывающая - $R_{c1} = 8,4868 \times 10^{-6} \times 4,5 + 26,114 \times 10^{-6} \times 19,71 = 552,9 \times 10^{-6}$;

Напорная в камере - $R_{c2} = 26,714 \times 10^{-6} \times 20 + 63,755 \times 10^{-6} \times 19,71 = 1790,9 \times 10^{-6}$;

Напорная по рудвору и стволу - $R_{c3} = 26,714 \times 10^{-6} \times 1500 + 63,755 \times 10^{-6} \times 19,71 = 41\,327,6 \times 10^{-6}$;

$R_c = 552,9 + 1790,9 + 41\,327,6 = 43\,671,4 \times 10^{-6}$;

Определение рабочего режима водоотливной установки

Определив сопротивление трубопровода, строим его характеристику согласно уравнению:

$$H_m = H_z + R_c Q^2.$$

$$H_m = 200 + 43\,671,4 \times 10^{-6} \times (38)^2 = 263,06 \text{ м.}$$

$$\text{Или } H_m \leq H_z \quad 263,06 \geq 250.$$

Условие неравенство не соблюдается. В таких случаях необходимо еще одна перекачная временная полустационарная насосная станция на вышележащем горизонте.

Проверка рабочего режима на кавитацию

Предварительно определяется действительная вакуумметрическая высота всасывания по формуле:

$$H_v = H_{вс} + [A_d l_{p1} + A_m (\sum \xi + 1)] Q^2 \text{ м.}$$

Где, $H_{вс}$ – геометрическая высота всасывания водоотливной установки (согласно типовой схеме), $H_{вс} = 3,5 \text{ м.}$

$$H_v = 1,0 + [8,4868 \times 10^{-6} \times 4,5 + 26,114 \times 10^{-6} \times (19,71 + 1)] \times (38)^2 = 2,05 \text{ м.}$$

По характеристике насоса его допустимая вакуумметрическая высота всасывания составляет $H_v^{доп} = 4,5 \text{ м}$, или

$$H_v^{доп} > H_v = 4,5 > 2,05.$$

Кавитация при работе насоса в данном режиме (Q_p , H_p) не возникает.

Расчет и определение необходимой мощности электродвигателя насоса

Необходимая мощность для выбора приводного электродвигателя насоса определяется по формуле:

$$N_{дв} = \frac{1,1 Q_p H_p \rho g}{3600 \times 1000 \times \eta_p}, \text{ кВт.}$$

Где, ρ – плотность перекачиваемой жидкости, $\rho = 1020 \text{ кг/м}^3$;
 η_p – КПД насосной установки, $\eta_p = 0,68$.

$$N_{дв} = \frac{1,1 \times 38 \times 250 \times 1020 \times 9,81}{3600 \times 1000 \times 0,68} = 42,7 \text{ кВт.}$$

По каталогу выбираем асинхронные электродвигатели с короткозамкнутым ротором серий А или АО мощностью **55 кВт**, АЗП мощностью 1250 кВт, ВА мощностью до 1600 кВт.

Основные технические показатели приведены ниже в таблице 3-38.

Таблица 39. Основные технические показатели водоотлива при проходке НТС

№ п.п.	Наименование	Ед. изм.	Обоз н-ние	Кол-во	Примечан ие
II - ступень откачки					
1	Насос ЦНС-38-250	Ед.	N_n	2	
2	Напор	м	H_z	250	
3	Производительность	м ³ /час	Q	38	
4	КПД		η_n	0,62	
5	Допустимая вакуумная высота всасывания	м	$H_v^{доп}$	4,5	
6	Габариты, ширина	мм	B	514	
	длина	мм	L	2150	
	высота	мм	H	685	
	масса	кг	m	692	
7	Электродвигатель ВАО-82-4	Ед.	$N_{ов}$	4	
8	Мощность	кВт		55	
9	Частота вращения	Об/мин	$n_{об}$	1470	
10	Напряжение	В	B	220/380	
11	КПД	%	$\eta_{ов}$	91	
12	Трубопровода всасывающий, длина	м	$l_{вс}$	10	
	Диаметр	м	$d_{вс}$	113	Внутренний
	Толщина стенки	мм	δ	4	
13	Трубопровод напорный (основной), длина	м	l_n	3000	
	Диаметр	мм	$d_{вс}$	87	Внутренний
	Толщина стенки	м	δ	4	
14	Прочность	атм	P_p	>28	
I ступень откачки					
15	Насос НПВМ-1	Ед.	N_n	2	
16	Напор	м	H_z	40	
17	Производительность	м ³ /час	Q	10	
18	Рабочее давление сжатого воздуха	МПа		0,6	
19	Допустимое содержание механических примесей, не более	%		20	
20	Габариты, диаметр	мм	d	310	
	высота	мм	H	585	
	масса	кг	m	25	
21	Расход сжатого воздуха	м ³ /мин		2,5	
22	Трубопровод напорный (основной), длина	м	l_n	200	
	Диаметр	мм	$d_{вс}$	40-50	Внутренний
	Толщина стенки	м	δ	4	
23	Прочность	атм	P_p	>6	

3.15.2. Водоотлив при эксплуатации рудника

Выбор типа насоса

Минимальная производительность (подача) насоса определяется формулой:

$$Q_{\text{мин}} = \frac{24Q_{\text{пр}}}{20}, \text{ м}^3/\text{час.}$$

Где, $Q_{\text{пр}}$ – максимальный водоприток шахты, $Q_{\text{пр}}=70 \text{ м}^3/\text{час}$;
 20 часов – работа насосной установки в сутки.

$$Q_{\text{мин}} = \frac{24 \times 70}{20} = 84 \text{ м}^3/\text{час.}$$

Ориентировочный напор насоса определяется формулой:

$$H_{\text{ор}} = \frac{H_z}{\eta_{\text{тр}}}, \text{ м.}$$

Где,

H_z – максимальная высота откачки (от горизонта насосной установки и дневной поверхности), $H_z=500 \text{ м}$;

$\eta_{\text{тр}}$ – КПД трубопровода, $\eta_{\text{тр}}=0,9 \div 0,95$.

$$H_{\text{ор}} = \frac{490}{0,9} = 544,44 \text{ м.}$$

Исходя из показателей $Q_{\text{мин}}$, $H_{\text{ор}}$ для откачки воды из шахты проектом выбран насос – **ЦНС 105-490 - 3 ед**, 2950 об/мин, КПД-0,68, мощность комплектующего эл. двигателя 250 кВт, допустимая вакуумная высота всасывания при $t=+20^\circ\text{C}$ – 4,5 м, подача насоса в пределах рабочей части характеристики, 80-130 $\text{м}^3/\text{час}$.

Максимальная высота подачи насосов типа ЦНС составляет 490 м. Однако при расчете сопротивления трубопровода, напор на 490 м не достаточно. И при пересчете выбран, что главная насосная установка и водосборник устанавливаются на гор. +140 м (360).

$$H_{\text{ор}} = \frac{360}{0,9} = 400 \text{ м (с гор. +130 м)}.$$

А из самого нижнего горизонта 0,00 м (500) вода откачивается на гор. +130 м (360) насосами - **ЦНС 105-196 – 3 ед**, 2950 об/мин, КПД-0,68, мощность комплектующего эл. двигателя **100** кВт, допустимая вакуумная высота всасывания при $t=+20^\circ\text{C}$ – 4,5 м, подача насоса в пределах рабочей части характеристики, 80-130 $\text{м}^3/\text{час}$.

$$H_{\text{ор}} = \frac{140}{0,9} = 155,56 \text{ м (с гор. 0,00 м)}.$$

Таким образом выбираем двухступенчатую схему откачки шахтной воды.

Расчет и выбор трубопровода

При расчете трубопровода водоотливных установок необходимо определить материал, диаметр всасывающего трубопровода, толщину стенки труб, потери напора на преодоление гидравлических сопротивлений, а также обосновать выбор и расположение трубных коллекторов в насосной камере. От правильного решения этих вопросов зависят экономичность и удобство эксплуатации водоотливных установок.

Оптимальный диаметр трубопровода можно определить по формуле:

$$d_{\text{н}}^{\text{опт}} = \sqrt{\frac{4Q}{\pi v}}, \text{ мм.}$$

$$d_{\text{н}}^{\text{опт}} = \sqrt{\frac{4 \times 0,0292}{3,14 \times 2,0}} = 0,136 \text{ м или } 136 \text{ мм II - ступень}$$

$$d_{\text{н}}^{\text{опт}} = \sqrt{\frac{4 \times 0,0292}{3,14 \times 2,5}} = 0,122 \text{ м или } 122 \text{ мм } I - \text{ ступень}$$

Где, Q – производительность насоса ЦНС-105 м³/час или $Q = 0,0292 \text{ м}^3/\text{сек}$;
 v – скорость воды в трубопроводе, $v \leq 3,0 \text{ м/сек}$ (требование ПОПБ). В целях снижения сопротивления трубопровода скорость воды по II-ступени принимаем 2 м/сек .

Рабочее давление воды для начального нижнего сечения напорного трубопровода может быть определено по формуле:

$$P_p = 1,25 \times 10^{-6} \rho g H_{\text{ор.}}$$

$$P_p = 1,25 \times 1020 \times 9,81 \times 400 / 1000000 = 5,003 \text{ МПа или } 50,03 \text{ атм. II – ступень.}$$

$$P_p = 1,25 \times 1020 \times 9,81 \times 155,56 / 1000000 = 1,946 \text{ МПа или } 19,46 \text{ атм. I – ступень.}$$

Полученное значение диаметра напорного трубопровода округляется до ближайшего значения по ГОСТ 8732-78.

Выбираем трубы стальные бесшовные горячедеформированные:

напорная труба:

- $\varnothing_{\text{вн}}=141 \text{ мм}$; $\varnothing_{\text{нар}}=163 \text{ мм}$; $t_{\text{ст}}=11 \text{ мм}$ - II – ступень;
- $\varnothing_{\text{вн}}=124 \text{ мм}$; $\varnothing_{\text{нар}}=142 \text{ мм}$; $t_{\text{ст}}=9 \text{ мм}$ - I – ступень.

Диаметр всасывающего трубопровода ($d_{\text{вс}}$) выбирается с учетом скорости воды не более 1 м/сек. Обычно его принимают на 25÷50 мм больше напорного. При этом диаметр всасывающего трубопровода не должен быть меньше диаметра подводящего патрубка насоса. Если гидравлическая схема водоотлива содержит подкачивающий насос, то всасывающий и напорный трубопроводы могут быть одинакового диаметра.

Принимаем: всасывающая труба:

- $\varnothing_{\text{вн}}=176 \text{ мм}$; $\varnothing_{\text{нар}}=194 \text{ мм}$; $t_{\text{ст}}=9 \text{ мм}$ - II – ступень;
- $\varnothing_{\text{вн}}=152 \text{ мм}$; $\varnothing_{\text{нар}}=168 \text{ мм}$; $t_{\text{ст}}=8 \text{ мм}$ - I – ступень.

Учитывая уменьшение внутреннего диаметра труб в процессе работы (вследствие их заливания), реальный диаметр труб (диаметр условного прохода d_y) будет всегда меньше фактического ($d_{\text{ф}}$) на 5÷10 мм.

$$d_y = d_{\text{ф}} - (5 \div 10), \text{ мм.}$$

Расчет определения толщины стальных водоотливных труб

Расчет водоотливных труб производится с учетом условия, что их стенки испытывают по нормали к своей поверхности давление жидкости, находящейся в трубе в равновесии или движущейся в ней равномерно.

Толщина стенок труб, прокладываемых в вертикальных стволах, может быть определена по формуле:

$$\delta = \frac{100[\delta_0 + (\delta_{\text{кн}} + \delta_{\text{кв}})t]}{100 - K_{\text{д}}}, \text{ мм.}$$

Где, δ_0 – минимальная толщина стенки трубы;

$$\delta_0 = \frac{15,32 \rho H_{\text{ор}} d}{\sigma_{\text{в}}}, \text{ мм.}$$

Где,

$\sigma_{\text{в}}$ – временное сопротивление разрыву материала, из которого изготовлена труба, при Ст.2сп. $\sigma_{\text{в}} = 350 \text{ МПа или } 420 \times 10^6 \text{ Па}$;

$$\delta_0 = \frac{15,32 \times 1020 \times 400 \times 136}{350 \times 10^6} = 2,43 \text{ мм - II - ступень}$$

$$\delta_0 = \frac{15,32 \times 1020 \times 155,56 \times 122}{350 \times 10^6} = 0,85 \text{ мм - I - ступень}$$

$\delta_{к.н.}$ - скорость коррозионного износа наружной поверхности труб, $\delta_{к.н} = 0,25 \text{ мм/год}$;
 $\delta_{к.в.}$ - скорость коррозионного износа внутренней поверхности труб, мм/год; определяется химическим составом откачиваемой воды. При $pH=5-6$ $\delta_{к.в}=0,4$;
 t - срок службы трубопровода, от общего срока отнимаем срок проходки НТС до гор. +0 м (490), насосной камеры с водосборниками и ствола шх. «Главная», $t = 14,7 - 3 = 11,7 \text{ года}$;
 K_δ – коэффициент, учитывающий минусовой допуск толщины стенки трубы, %. В расчетах можно принимать $K_\delta=10-15\%$.

$$\delta = \frac{100 \times [2,43 + (0,25 + 0,4) \times 11,7]}{100 - 10} = 11,2 \text{ мм. - II - ступень}$$

$$\delta = \frac{100 \times [0,85 + (0,25 + 0,4) \times 11,7]}{100 - 10} = 9,4 \text{ мм. - I - ступень}$$

Вследствие снижения давления по высоте можно применить трубы с уменьшающейся толщиной стенки. При глубине вертикального ствола до 700 м обычно применяют трубы с одинаковой толщиной стенки, определенной для их нижнего сечения. При больших глубинах ствола рационально разбивать трубопровод на секции – первая (верхняя) секция должна иметь длину 700 м с постоянной толщиной стенки, вторая (нижняя) – увеличенную толщину стенки, соответствующую давлению в ней.

Расчет и определения сопротивления трубопровода

Для получения правильного результата (при расчете сопротивления трубопровода) гидравлическую схему водоотливной установки необходимо разбить на три участка, отличающихся по диаметру трубопровода и гидравлической арматуре: 1- всасывающий трубопровод; 2 – участок напорного трубопровода, находящейся в насосной камере; 3 – оставшая часть напорного трубопровода.

Для каждого участка следует определить сумму коэффициента местных сопротивлений $\sum \xi$ и расчетную длину трубопровода λ_p .

Общее сопротивление трубопровода определяется по формуле:

$$R_c = R_{c1} + R_{c2} + R_{c3}.$$

Сопротивление трубопровода на каждом участке можно определить по удельным гидравлическим сопротивлениям:

$$\text{Всасывающая} - R_{c1} = A_\delta l_{p1} + A_m \sum \xi.$$

$$\text{Напорная в камере} - R_{c2} = A_\delta l_{p1} + A_m \sum \xi.$$

$$\text{Напорная по стволу} - R_{c2} = A_\delta l_{p1} + A_m \sum \xi.$$

Где,

A_δ – удельное сопротивление по длине, всасывающая $A_\delta = 0,67807 \text{ р}^2/\text{м}^6$; напорная в камере и по стволу $A_\delta = 8,4868 \text{ р}^2/\text{м}^6$;

A_m – удельное местное сопротивление, всасывающая $A_m = 3,9847 \text{ р}^2/\text{м}^5$; напорная в камере и по стволу $A_m = 26,114 \text{ р}^2/\text{м}^5$;

l_{p1} – длина трубопровода на участке, всасывающая $l_{p1} = 4,5 \text{ м}$; напорная в камере $l_{p1}=20 \text{ м}$; напорная по руддвору и стволу $l_{p1}=380 \text{ м и } 160 \text{ м}$;

$\sum \xi$ – сумма коэффициента местных сопротивлений, одинаковые на всех участках, всасывающий - $\sum \xi = 17,91$, напорные - $\sum \xi = 19,71$.

$$\text{Всасывающая} - R_{c1} = 0,67807 \times 10^{-6} \times 4,5 + 3,9847 \times 10^{-6} \times 17,91 = 74,42 \times 10^{-6};$$

$$\text{Напорная в камере} - R_{c2} = 8,4868 \times 10^{-6} \times 20 + 26,114 \times 10^{-6} \times 19,71 = 684,44 \times 10^{-6};$$

$$\text{Напорная по руддвору и стволу} - R_{c3} = 8,4868 \times 10^{-6} \times 380 + 26,114 \times 10^{-6} \times 19,71 = 3739,71 \times 10^{-6} - \text{II - ступень}$$

$$R_{сз} = 8,4868 \times 10^{-6} \times 160 + 26,114 \times 10^{-6} \times 19,71 = 1872,61 \times 10^{-6} - I - \text{ступень}$$

$$R_c = 74,42 + 684,44 + 3739,71 = 4498,57 \times 10^{-6} - II - \text{ступень}$$

$$R_c = 74,42 + 684,44 + 1494,23 = 2253,1 \times 10^{-6} - I - \text{ступень}$$

Определение рабочего режима водоотливной установки

Определив сопротивление трубопровода, строим его характеристику согласно уравнению:

$$H_m = H_{op} + R_c Q^2.$$

$$H_m = 400 + 4498,57 \times 10^{-6} \times (105)^2 = 449,6 \text{ м.}$$

$$\text{Или } H_m \leq H_z 449,6 \leq 490. II - \text{ступень}$$

$$H_m = 155,56 + 2253,1 \times 10^{-6} \times (105)^2 = 180,4 \text{ м.}$$

$$\text{Или } H_m \leq H_z 180,4 \leq 196. I - \text{ступень}$$

Проверка рабочего режима на кавитацию

Предварительно определяется действительная вакуумметрическая высота всасывания по формуле:

$$H_v = H_{вс} + [A_d I_{p1} + A_m (\sum \xi + 1)] Q^2 \text{ м.}$$

Где,

$H_{вс}$ – геометрическая высота всасывания водоотливной установки (согласно типовой схеме), $H_{вс} = 2,5 \text{ м. и } 1,0$.

$$H_v = 3,5 + [0,67807 \times 10^{-6} \times 4,5 + 3,9847 \times 10^{-6} \times (17,91 + 1)] \times (105)^2 = 4,36 \text{ м. на обе ступени}$$

По характеристике насоса его допустимая вакуумметрическая высота всасывания составляет $H_v^{доп} = 4,5 \text{ м}$, или

$$H_v^{доп} > H_v = 4,5 > 4,36.$$

Кавитация при работе насоса в данном режиме (Q_p , H_p) не возникает.

Расчет и определение необходимой мощности электродвигателя насоса

Необходимая мощность для выбора приводного электродвигателя насоса определяется по формуле:

$$N_{дв} = \frac{1,1 Q_p H_T \rho g}{3600 \times 1000 \times \eta_p}, \text{ кВт.}$$

Где, ρ – плотность перекачиваемой жидкости, $\rho = 1020 \text{ кг/м}^3$;
 η_p – КПД насосной установки, $\eta_p = 0,68$.

$$N_{дв} = \frac{1,1 \times 105 \times 449,6 \times 1020 \times 9,81}{3600 \times 1000 \times 0,68} = 212,26 \text{ кВт } II - \text{ступень}$$

$$N_{дв} = \frac{1,1 \times 105 \times 180,4 \times 1020 \times 9,81}{3600 \times 1000 \times 0,68} = 85,17 \text{ кВт } I - \text{ступень}$$

По каталогу выбираем асинхронные электродвигатели с короткозамкнутым ротором серий А или АО мощностью:

- **250 кВт**, АЗП мощностью 1250 кВт, ВА мощностью до 1600 кВт КПД = 94,2% **II – ступень**;
- **100 кВт**, АЗП мощностью 1250 кВт, ВА мощностью до 1600 кВт КПД = 90,5% **I – ступень**.

Основные технические показатели приведены ниже в таблице 3-39.

Таблица 40. Основные технические показатели водоотлива при эксплуатации рудника НТС

№ п.п.	Наименование	Ед. изм.	Обозн-ние	Кол-во	Примечание
II ступень откачки гор. +140 – 500 м (360-0,0)					
1	Насос ЦНС-105-490	Ед.	N _н	3	
2	Напор	м	H _г	490	
3	Производительность	м ³ /час	Q	105	
4	КПД		η _н	0,68	
5	Допустимая вакуумная высота всасывания	м	H _в ^{дон}	4,5	
6	Габариты, ширина	мм	B	1020	
	длина	мм	L	3120	
	высота	мм	H	970	
	масса	кг	m	2580	
7	Электродвигатель ВАО-450-2	Ед.	N _{дв}	3	
8	Мощность	кВт		250	
9	Частота вращения	Об/мин	n _{об}	2950	
10	Напряжение	В	B	6000	
11	КПД	%	η _{дв}	94,2	
12	Трубопровода всасывающий, длина	м	l _{вс}	4,5	
	Диаметр	мм	d _{вс}	176	Внутренний
	Толщина стенки	мм	δ	11	
13	Трубопровод напорный (основной), длина	м	l _н	450	
	Диаметр	мм	d _{вс}	141	Внутренний
	Толщина стенки	мм	δ	9	
I ступень откачки гор. 0,00-140 м (490-360)					
14	Насос ЦНС-105-196	Ед.	N _н	3	
15	Напор	м	H _г	196	
16	Производительность	м ³ /час	Q	105	
17	КПД		η _н	0,68	
18	Допустимая вакуумная высота всасывания	м	H _в ^{дон}	4,5	
19	Габариты, ширина	мм	B	885	
	длина	мм	L	2385	
	высота	мм	H	950	
	масса	кг	m	1610	
20	Электродвигатель ВАО	Ед.	N _{дв}	3	
21	Мощность	кВт		100	
22	Частота вращения	Об/мин	n _{об}	3000	
23	Напряжение	В	B	6000	
24	КПД	%	η _{дв}	91,5	
25	Трубопровода всасывающий, длина	м	l _{вс}	4,5	

№ п.п.	Наименование	Ед. изм.	Обозн-ние	Кол-во	Примечание
	Диаметр	мм	$d_{вс}$	152	Внутренний
	Толщина стенки	мм	δ	8	
26	Трубопровод напорный (основной), длина	м	l_n	100	
	Диаметр	мм	$d_{вс}$	124	Внутренний
	Толщина стенки	мм	δ	9	

Аппаратура автоматизации водоотливных установок

Схемы управления водоотливными установками предусматривают местное и полуавтоматическое управление, при которых оператор осуществляет только пуск и остановку насосов в местах установки или дистанционно; автоматическое управление, при котором пуск и остановка насосов производится автоматически в зависимости от уровня воды в водосборнике.

Схемы автоматического управления водоотливных установок обеспечивают автоматизацию следующих операций:

- заливку насоса и всасывающего трубопровода водой и пуск двигателя при достижении водой в водосборнике заданного уровня;
- пуск резервного насоса при повышении уровня воды в водосборнике до аварийного;
- остановку насоса при снижении уровня воды в водосборнике до заданного;
- отключение неисправного и включение резервного насосов;
- контроль подачи, нагрева подшипников и электродвигателей;
- защиту от пуска не залитого насоса;
- электрическую защиту.

Для автоматизации стационарных водоотливных установок применяется следующая комплектная аппаратура управления:

- АВО – для одиночного водоотлива;
- АВ-5 и АВ-7 – для участкового водоотлива;
- АВН-1м – для водоотлива с низковольтными электродвигателями (на 3 насоса);
- УАВ – для главных водоотливных установок с низковольтными и высоковольтными электродвигателями с короткозамкнутым ротором в нормальном исполнении (до 16 насосов);
- ВАВ – то же, но во взрывобезопасном исполнении для газовых шахт (до 9 насосов).

В автоматизированных насосных установках наиболее сложным является заливка водой насоса и всасывающего трубопровода. Перед пуском в гидравлических схемах автоматических установок используются насосы с постоянным заполнением водой; с заполнением насоса и всасывающего трубопровода водой перед пуском, работающие под напором (отрицательная высота всасывания).

Водосборник и насосная станция

В соответствии со схемой вскрытия месторождения «Аксакал» и расположением шахтного ствола комплекс главного водоотлива проектируется у ствола шахты «Главная», куда поступает (стекает) вода с обоих месторождений.

По гидрогеологическим условиям ожидаемый максимальный водоприток при полном развитии горных работ составляет не более 70 м³/час. Шахтная вода к металлам не агрессивна и оборудование насосных станций принимается в нормальном исполнении.

При расположении агрегатов в тоннелях водосборники и насосные установки ограждаются.

Ввиду небольшого водопритока и относительно большой глубины горных работ схема водоотлива принята двухступенчатая с перекачкой с возможностью установки насосов (напор 490 м) небольшой мощности (производительность 105 м³/час). Шахтная вода, поступающая в водосборник участковой насосной станции (гор. 0,00 м (490)), откачивается в водосборник главной насосной станции (гор. +140 м (360)), откуда она выдается на поверхность.

В помещении насосной станции вывешиваются схема трубопроводов с обозначением вентилей и схема электроснабжения.

Главная водоотливная установка оборудуется не менее чем двумя водоотливными трубопроводами, из которых один является резервным.

Нагнетательные трубопроводы в насосной камере закольцовываются и снабжаются задвижками, позволяющими переключить насосные агрегаты на любой из трубопроводов.

Время откачки ожидаемого суточного водопритока обеими насосными станциями не превышает 20 часов.

Насосные станции на обоих горизонтах размещаются в специальной камере, связанной с выработками околоствольного двора горизонтальными ходками, а со стволом – наклонными трубо-кабельным ходком, который выводится в ствол на высоте не ниже 7 м от уровня пола насосной камеры. К камерам насосных станций примыкают камеры центральных понижающих подстанции (далее ЦПП), также имеющих горизонтальные ходки и отделенные от насосных станций противопожарными дверями. Для предотвращения затопления насосных станций с ЦПП и доступа в них посторонних лиц в горизонтальных ходках устанавливаются герметические и решетчатые двери. Для механизации монтажных и ремонтных работ в камерах насосных станций монтируются монорельсы и для подвески ручных талей.

Насосные станции имеют водосборники, состоящие из двух и более выработок и рассчитанные на 4^{-х} часовой водоприток. Точная вместимость водосборников составляет $V_{в.сб.} = 280 \text{ м}^3$.

Водосборники систематически очищаются. Загрязнение водосборников более чем на 30% его объема не допускается.

Чистка водосборников предусматривается откачкой взмученной смеси насосами (предназначенными для ремонта), породопогрузочной машиной **Scooptram ST-7** в зависимости от объема отложенного ила в выработке водосборников. Взмучивание ила осуществляется сжатым воздухом или водой из нагнетательных ставов по специальному трубопроводу.

По стволу шах. «Главная» шахтная вода откачивается по двум ставам стальных труб ($d_{вн} = 135 \text{ мм}$): один став находится в работе, второй – в резерве.

Трубы всех насосных станций соединяются на сварке, в местах соединения с арматурой – на фланцах. В необходимых местах на трубопроводах устанавливаются задвижки, обратные клапана, опорные стулья, различные колена, переходы и компенсаторы.

После монтажа напорные (нагнетательного) трубопроводы подвергаются гидроиспытанию на давление равное 1,25 рабочего.

Во избежание коррозии оборудования, трубопроводы, арматура и металлоконструкции покрываются антикоррозийной защитой.

Для предотвращения попадания поверхностного стока (дожди, талые воды и т.п.) крепление устьев вертикальных стволов, восстающих и НТС выступают над земной поверхностью не менее, чем на 200 мм. При необходимости можно соорудить дамбы или отводные каналы.

Не реже чем через каждые 6 месяцев производятся замеры притока шахтной воды и полный ее химический анализ. Один из указанных замеров производится в период усиленного притока, а другой – в период нормального притока воды.

Работа насосных станций полностью автоматизируется, постоянный обслуживающий персонал отсутствует.

3.16. Водоснабжение

Как известно все горные работы сопровождаются бурением массива с применением технической воды. Вода в свою очередь повышает износостойкость буровой стали и скорость бурения. А также техническая вода используется на орошение и доставки (гидросмыв) отбитой горной массы и образования водовоздушной смеси для пылеподавления рудничной атмосферы.

3.16.1. Определение необходимого количества воды для технических нужд при проходке НТС

$$V_{вод.} = K_p K_o \sum_{i=1}^Z n_{ni} V_{ni} K_{ui} K_{zi} K_{ymt} K_d, \text{ м}^3/\text{см.}$$

Где, $K_p = 1,05 \dots 1,1$, коэффициент резерва на неучтенные потребители;
 $K_o = 0,8$, средневзвешенный коэффициент одновременности работы потребителей;
 i – номер группы однотипных потребителей;
 Z – число групп однотипных потребителей;
 n_n – число однотипных потребителей, $n_n = 1 \text{ ед. КПВ}$; $n_n = 1 \text{ ед. СБУ Boomer-282}$.
 V_n – номинальный расход воды одним потребителем данной группы при непрерывной его работе, $V_n = 3,6 \text{ м}^3/\text{час КПВ}$; $V_n = 7,92 \text{ м}^3/\text{час СБУ Boomer-282}$.
 $K_u = 1,15$, коэффициент, увеличение расхода воды из-за износа потребляемых оборудования;
 K_z – коэффициент загрузки, учитывающий изменение расхода воды потребителями при отклонении фактической нагрузки от номинальной и при регулировании; $K_z = 1$;
 $K_{ym} = 1,15$, допустимые утечки через неплотность магистрального трубопровода и в местах присоединения потребителей;
 $t = 3-3,5 \text{ часа}$, средняя время работы буровых станков и оборудования;
 $K_d = 1,12$, коэффициент, учитывающий дополнительные расходы воды на орошение, туманный завес, гидросмыв и т.д.

$$V_{вод.} = 1,1 \times 0,8 \times (3,6 \times 1 + 7,92 \times 1) \times 1,15 \times 1,0 \times 1,15 \times 3,5 \times 1,2 = 56,3 \text{ м}^3/\text{см.}$$

$$\text{Или } 169 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

Для создания естественного давления технической воды самотеком на земной поверхности необходимо построить резервуар. Вместимость резервуара определить с учетом 3-сменного запаса технической воды – $V_{рез} = 169 \text{ м}^3$.

Резервуар расположить вблизи устья НТС и подключить к трубопроводу основной магистрали водоотлива для заполнения резервуара шахтной технической водой. На забой НТС и вент. восстающего техническая вода подается через резервный трубопровод водоотлива с монтажом на него необходимых устройств (колени, задвижки, манометры и т.д.) разветвления на каждом горизонте. А по горизонтам будет использоваться противопожарная водопроводная магистраль. Также резервуар технической воды можно использовать в противопожарных целях.

3.16.2. Определение необходимого количества воды для технических нужд при проходческих и добычных работах

$$V_{вод.} = K_p K_o \sum_{i=1}^Z n_{ni} V_{ni} K_{ui} K_{zi} K_{ymt} K_d, \text{ м}^3/\text{см.}$$

Где, $K_p = 1,05 \dots 1,1$, коэффициент резерва на неучтенные потребители;
 $K_o = 0,8$, средневзвешенный коэффициент одновременности работы потребителей;
 i – номер группы однотипных потребителей;
 Z – число групп однотипных потребителей.

n_n – число однотипных потребителей, $n_n = 5$ ед. «Алимак»; $n_n = 3$ ед. СБУ Boomer-T-1D.

V_n – номинальный расход воды одним потребителем данной группы при непрерывной его работе, $V_n = 3,0$ м³/час «Алимак»; $V_n = 7,92$ м³/час СБУ Boomer-T-1D.

$K_u = 1,15$, коэффициент, увеличение расхода воды из-за износа потребляемых оборудования;

K_z - коэффициент загрузки, учитывающий изменение расхода воды потребителями при отклонении фактической нагрузки от номинальной и при регулировании, $K_z=1$;

$K_{yt} = 1,15$, допустимые утечки через неплотность магистрального трубопровода и в местах присоединения потребителей;

$t = 3-3,5$ часа, средняя время работы буровых станков и оборудования.

$K_d = 1,12$, коэффициент, учитывающий дополнительные расходы воды на орошение, туманный завес, гидросмыв и т.д.

$$V_{вод.} = 1,1 \times 0,6 \times (3,0 \times 5 + 7,92 \times 3) \times 1,15 \times 1,0 \times 1,15 \times 3,5 \times 1,12 = 132,6 \text{ м}^3/\text{см.}$$

$$\text{Или } 397,8 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

Для создания естественного давления технической воды самотеком на земной поверхности рудника необходимо построить резервуар. Вместимость резервуара определить с учетом 3-сменного запаса технической воды – $V_{рез} = 398$ м³.

Резервуар расположить вблизи ствола шах. «Главная» и вдоль трубопровода основной магистрали водоотлива для заполнения резервуара шахтной технической водой. На подземные рабочие горизонты техническая вода подается через резервный трубопровод водоотлива с монтажом на него необходимых устройств (колени, задвижки, манометры и т.д.) разветвления на каждом горизонте. А по горизонтам будет использоваться противопожарная водопроводная магистраль. Также резервуар технической воды можно использовать в противопожарных целях.

Необходимое давление воды для бурения дополнительно будет создаваться гидронасосами, установленных непосредственно на буровых оборудовании.

Необходимое количество воды для технических нужд шахты обеспечивается дебитом воды, от естественного водопритока шахты. При среднем водопритоке, (50 м³/час) в сутки из шахты откачивается 1200 м³ технической воды, что в достаточном количестве обеспечивает потребность рудником технических вод.

Основные технические показатели приведены ниже в таблице.

№ п.п.	Наименование	Ед. изм.	Обозначение	Кол-во	Примечание
1	Трубопровод	П.м.	L	2000	По горизонту
	Диаметр	м	d	158	Внутренний
	Толщина стенки	мм	δ	5	
2	Прочность	атм	P_p	>50	
3	Емкость	шт	N	несколько	На поверхности
4	Вместимость	м ³	V	390	

3.17. Воздухоснабжение

Пневматическая установка представляет сложный комплекс энерго-механического оборудования, предназначенного для получения сжатого воздуха и подачи его к различным потребителям на горных предприятиях. Сжатый воздух как энергоноситель (пневматическая энергия) используется в приводе бурильных, выемочно-погрузочных, транспортных и других вспомогательных машин, и агрегатов, применяемых при добыче полезных ископаемых. Кроме того, сжатый воздух может выступать в качестве главного элемента технологического процесса, когда речь идет о пневматическом транспорте и

эрлифтом подъема горных пород, а также некоторых способах обогащения полезных ископаемых.

Масштабы применения пневматической энергии на современных горных предприятиях определяются ее главными технологическими особенностями – низким коэффициентом полезного действия пневматических установок как трансформаторов энергии, с одной стороны, и ее безопасностью при использовании в шахтах, опасных по газу и пыли, с другой стороны. Кроме того, в ряде случаев пневматический привод упрощает конструкцию машин и агрегатов, способствуя их компактности и более высокой эксплуатационной надежности, и экономической эффективности, что наглядно иллюстрирует пример буровых машин ударного и ударно-вращательного действия. Несмотря на ограниченность области эффективного применения энергии сжатого воздуха, пневматические установки остаются важным техническим атрибутом энерго-механического хозяйства горных предприятий.

Потребность в сжатом воздухе непосредственно в шахте или карьере удовлетворяется в большинстве случаев индивидуальными компрессорными агрегатами или передвижными пневматическими установками. Горные и горнопроходческие работы на шахтах, опасных по газу и пыли, а также оборудование промплощадок обогатительных фабрик, шахт и карьеров обеспечивается сжатым воздухом, как правило, от стационарных пневматических установок по разветвленным сетям воздухопроводов.

Как и во всех установках, служащих для перемещения жидкостей (текучего), в составе пневматической установки выделяют два основных элемента: компрессор – *гидромашину*, в которой механическая энергия преобразуется в пневматическую, и *внешнюю сеть* – систему каналов всасывающего и нагнетательного трубопроводов, при движении по которым воздух частично расходует полученную в компрессоре энергию, обеспечивая необходимый ее запас у потребителя. Процесс преобразования энергий в компрессоре сопровождается выделением тепла, отвод которого осуществляется системой охлаждения. По выходе из компрессора нагретый воздух проходит через последующий и конечный охладители. Холодная вода к охладителям подается циркуляционный насосной установкой по системе трубопроводов. Нагретая вода по трубопроводу поступает в градирню, после охлаждения в которой она снова возвращается в систему отвода тепла стационарной пневматической установки.

Атмосферный воздух перед поступлением в компрессор очищается от механических примесей, пройдя через воздухозаборное устройство и очистную камеру. Сжатый воздух проходит очистку в масловлагоотделителе. Для сглаживания пульсаций, возникающих при циклической подаче сжатого воздуха компрессором, а также для компенсации колебаний воздухопотребления служит воздухохранильник.

Помимо этих в состав пневматической установки входят: привод с системой автоматического управления и регулирования режима работы компрессора; пускорегулирующая, запорная и предохранительная арматура пневматической сети (задвижки, вентили, обратные и предохранительные клапаны, компенсаторы температурных изменений длины трубопроводов и др.); контрольно-измерительная аппаратура; система смазки компрессоров и пр.

Компрессорные станции стационарных пневматических установок горных предприятий оборудуются, как правило, компрессорами общего промышленного назначения, так как необходимое давление сжатого воздуха обычно не превышает 8-9 бар. Наиболее часто для этих целей используют поршневые и центробежные компрессоры. Ограниченное применение в условиях горного производства имеют винтовые компрессоры.

Выбор типа компрессора для стационарных компрессорных станций обычно производится на основе технико-экономического сравнения вариантов. Специальными исследованиями установлено, что при расчетной производительности компрессорной станции менее 200 м³/мин наиболее целесообразны однотипные поршневые компрессоры

горизонтального или прямоугольного типа с номинальной подачей от 10 до 50 м³/мин. При расчетной производительности компрессорной станции 200-500 м³/мин следует применить горизонтальные поршневые компрессоры с номинальной подачей 100 м³/мин. При производительности компрессорной станции 500-1000 м³/мин целесообразны центробежные компрессоры с подачей соответственно 115-250 м³/мин. При производительности компрессорной станции более 1000 м³/мин следует ориентироваться на центробежный компрессор с номинальной подачей воздуха 500 м³/мин.

Для обеспечения надежной работы компрессорной станции предусматриваются резервные компрессорные агрегаты, количество которых зависит от типа выбранных компрессоров. Если в качестве рабочих компрессоров выбраны поршневые компрессоры, то при их количестве от 1 до 3 в резерве достаточно иметь один компрессорный агрегат, однотипный с рабочими. При количестве рабочих поршневых компрессоров 4-6 и выше устанавливают два резервных агрегата.

Центробежные рабочие компрессоры при их количестве 1-2 резервируются одним агрегатом, а при трех и более рабочих компрессорах необходимо иметь два резервных агрегата.

Воздухосборники – металлические сосуды цилиндрической формы и вертикального расположения, имеющие вместимость от 0,5 до 25 м³. Помимо прямого назначения (гашения пульсаций подачи воздуха компрессором), воздухосборники используются для выделения масла и влаги, а также для частичного охлаждения воздуха.

Вместимость воздухосборника выбирают по производительности работающего на него компрессора:

$$V = 1,6\sqrt{Q}, \text{ м}^3.$$

Где, Q – производительность компрессора, м³/мин.

Если воздухосборник один на несколько компрессорных агрегатов, то его необходимая вместимость определяется по суммарной производительности компрессоров, включая и резервные. Считается, что установка воздухосборников для гашения пульсаций подачи компрессоров необходима, если их суммарный объем составляет более 20% от общей вместимости трубопроводов пневматической сети.

Концевые охладители. Расход охлаждающей воды в концевых охладителях составляет примерно 2-2,5 л на 1 м³ сжатого воздуха.

Всасывающие фильтры. На пневматических установках горных предприятий наибольшее распространение получили масляные самоочищающиеся и металлические висциновые фильтры. Общая площадь фильтров принимается из условия обеспечения скорости движения воздуха через фильтр 0,3-1,0 м/с или 0,3-1,0 м² на каждые 1000 м³/мин подачи компрессора.

Система водоснабжения. Система водяного охлаждения компрессорной станции состоит из промежуточных, последующих и конечных охладителей сжатого воздуха, водяных рубашек цилиндров, холодильных элементов маслоотделителей, охладителей смазочных масел, установок водоснабжения, регенерации и оборота охлаждающей воды.

Водоснабжение охладителей, как правило, централизованное. При малом расходе и обеспеченном источнике охлаждающей воды применяют прямоточные схемы водоснабжения, при которых вода после нагрева в теплообменниках сбрасывается в водоемы или направляется в системы теплоснабжения объектов промплощадки предприятия. При циркуляционных схемах водоснабжения насосная станция обеспечивает подачу холодной и возврат горячей воды по системе трубопроводов для последующего охлаждения. А также вода от компрессорной станции поступает на охлаждение в градирню или брызгательный бассейн.

Брызгательные бассейны просты в строительстве и эксплуатации и требуют небольших затрат на их сооружение. Однако они обладают низкой теплоотдачей,

зависящей от направления и скорости ветра. Поэтому для районов с продолжительными штормами в летнее время применение брызгальных бассейнов не рекомендуется.

Необходимая площадь брызгальных бассейнов составляет в среднем от 0,8 до 1,3 м² на 1 м³ охлаждаемый в час воды. При исчислении нагрузки на 1 м² бассейна это составит 0,8 м³/ч для небольших и до 1,3 м³/ч для больших бассейнов.

На пневматических установках горных предприятий для охлаждения воды используются также открытые градирни типа высотой 15-20 м, представляющие собой сооружение, состоящее из резервуара охлажденной воды, оросительного устройства с решетками для разбрызгивания воды и вытяжной башни для циркуляции охлаждающего воздуха за счет естественной тяги или принудительного наддува. Крупные компрессорные станции оснащаются вентиляторными секционными градирнями, обеспечивающими глубокое охлаждение воды.

Машинный зал компрессорной станции обязательно оборудуется приточно-вытяжной системой вентиляции; один вентилятор нагнетает воздух в машинный зал, другой отсасывает его по системе воздушных коллекторов-распределителей.

Пневматическая установка представляет собой компрессорную станцию в сочетании с внешней воздухопроводной сетью. Комплект оборудования, включающий рабочие машины: компрессоры, привод, аппаратуру энергоснабжения и автоматизации, вспомогательное оборудование – называют **компрессорной станцией**.

Компрессорные станции устанавливаются на сравнительно небольшом расстоянии от стволов шахт и рудников. К потребителям пневмоэнергии станций воздух поступает по общей пневматической сети, представляющей собой разветвленную систему трубопроводов, проложенных по вертикальным, наклонным и горизонтальным выработкам.

Исходными данными для проектирования пневматических установок являются:

- план ведения и развития горных работ;
- число, ряд и техническая характеристика потребителей воздуха, и распределение их по сменам и участкам шахты;
- режим работы и годовая производительность шахты;
- стоимость электроэнергии;
- наличие воды для охлаждения и другие данные.

В процессе проектирования пневматических установок необходимо:

- установить требуемую производительность компрессорной станции;
- выбрать тип и число компрессоров, двигатели к ним;
- установить давление сжатого воздуха на выходе компрессорной станции;
- составить схему воздухопроводной сети и рассчитать ее;
- произвести технико-экономические расчеты по определению капитальных затрат на оборудование и монтаж пневматической установки, определить проектную стоимость 1 м³ сжатого воздуха и расход его на 1 т добычи, расход электроэнергии на 1 т добычи и на 1 м³ сжатого воздуха.

3.17.1. Воздухоснабжение при проходке НТС

Расчет производительности компрессорной станции

Производительность компрессорной станции определяется как сумма расхода сжатого воздуха потребителями в наиболее загруженный период суток или смены и расхода на утечки воздуха через неплотность в магистральном воздухопроводе и местах присоединения потребителей. Указанный период устанавливают в соответствии с организацией горных работ по графикам работы добычных и подготовительных участков. В расчете учитывают износ, неоднородность работы и степень загрузки потребителей.

Производительность компрессорной станции определяется по формуле:

$$V_{к.с.} = K_p K_o \sum_{i=1}^Z n_{ni} V_{ni} K_{ui} K_{zi} + V_{ут} l + V_{пр} n_{пр} \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Где,

$K_p = 1,05 \dots 1,1$, коэффициент резерва производительности компрессорной станции на неучтенных потребителей;

$K_o = 0,8$, средневзвешенный коэффициент одновременности работы потребителей;

i – номер группы однотипных потребителей.

Z – число групп однотипных потребителей.

n_n – число однотипных потребителей, $n_n = 1 \text{ ед.}$

V_n – номинальный расход сжатого воздуха одним потребителем данной группы при непрерывной его работе, $V_n = 16 \text{ м}^3/\text{мин}$ («Алимак» для проходки вентиляционного восстающего); $V_n = 2,5 \text{ м}^3/\text{мин}$ (НПВМ-1 для откачки воды из забоя)

$K_u = 1,2$, коэффициент, увеличение расхода сжатого воздуха из-за износа потребляемых оборудования;

K_z – коэффициент загрузки, учитывающий изменение расхода сжатого воздуха потребителями при отклонении фактической нагрузки от номинальной и при регулировании; для комбайнов и их лебедок, бурильных и отбойных молотков, буросблочных станков, гирозовов $K_z = 1$; для породопогрузочных машин $K_z = 0,25$; для вентиляторов местного проветривания $K_z = 0,7$; для маневровых лебедок $K_z = 0,8$;

$V_{ут} = 3 \text{ м}^3/\text{мин}$, допустимые утечки через неплотности на 1,0 км магистрального трубопровода.

l – длина магистрального воздухопровода по НТС, $l = 3,0 \text{ км}$.

$V_{пр} = 0,4 \text{ м}^3/\text{мин}$, допустимые утечки через неплотности в месте присоединения одного потребителя к воздухопроводу.

$n_{пр}$ – число мест присоединений потребителей, $n_{пр} = 1$.

В среднем утечки воздуха на 1,0 км воздухопровода без деления их на утечки в магистральном трубопроводе и в местах присоединения потребителей можно принимать 4 ... 5 м³/мин.

Средневзвешенный коэффициент одновременности работы потребителей определяется в зависимости от средневзвешенного коэффициента включения работающих потребителей K_v и общего числа потребителей n .

$$V_{к.с.} = 1,1 \times 0,8 \times (16 + 2,5) \times 1,1 \times 0,8 + 3 \times 3 + 0,4 \times 2 = 27,7 \sim 28 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Давление сжатого воздуха у компрессорной станции $P_{к.с.}$ (МПа) устанавливается как сумма давления у потребителей и потерь давления в магистральном воздухопроводе и шлангах.

При ориентировочных расчетах:

$$P_{к.с.} = P_n + \Delta P_m l + \Delta P_{ш}, \text{ Мпа.}$$

Где, P_n – избыточное давление у потребителей, принимается равным 0,5 МПа;

$\Delta P_m = 0,03 \text{ МПа}$, средние удельные потери давления в магистральном трубопроводе;

l – длина воздухопровода от компрессорной станции до самого удаленного потребителя, $l = 3,7 \text{ км}$.

$\Delta P_{ш} = 0,03 \text{ МПа}$, суммарные потери давления в шлангах.

$$P_{к.с.} = 0,5 + 0,03 \times 3,0 + 0,03 = 0,62 \text{ МПа или } 6,41 \text{ бар или } 6,0 \text{ атм.}$$

Согласно расчетам, Проектом выбирается передвижной компрессор марки фирмы Atlas Copco XAMS 407Cd, $P_{к.с.} = 8,6 \text{ бар (8,42 атм.)}$, $V_{к.с.} = 24,5 \text{ м}^3/\text{мин}$.

Определив общий расход сжатого воздуха по номограмме, определяем оптимальный диаметр $d_{онт}$ труб в зависимости от давления $P_{к.с.}$ выбранного компрессора и затем выбираем стандартные трубы большего диаметра d ; диаметр труб указываем на схеме.

По ГОСТ 8732-78 для основной магистрали воздухопровода выбираем стальные горячедеформированные трубы $d_{нар} = 127 \text{ мм}$ и $d_{вн} = 119 \text{ мм}$ толщина стенки $\sigma_{тр} = 4 \text{ мм}$.

В зависимости от расхода воздуха и давления $P_{к.с.}$ по номограмме определяем оптимальные удельные потери давления $\Delta P_{y\partial}$ (МПа/км) для всех участков сети. Основной воздухопровод (по поверхности и стволу) $\Delta P_{y\partial}=0,035$. Умножением удельных потерь на расчетные длины воздухопровода получим оптимальные потери на этих участках, т.е.

$$\Delta P_{opt} = \Delta P_{y\partial} l_p = 0,035 \times 3,0 = 0,105 \text{ МПа } 1,1 \text{ бар или } 1,05 \text{ атм.}$$

Для всех участков сети вычисляем скорость движения воздуха по формуле:

$$v = \frac{4V\rho_0}{60\pi\rho_{cp}d^2}, \text{ м/с.}$$

Где, $\rho_0 = 1,293 \text{ кг/м}^3$, плотность воздуха при нормальных условиях;

V – объемный расход воздуха при нормальных условиях, $V = 27 \text{ м}^3/\text{мин.}$

$d = 0,119 \text{ мм}$, внутренний диаметр участкового и основного воздухопроводов соответственно.

$\rho_{cp} = 6,07 \times 1,293 \times 10^{-3} = 7,8485 \text{ кг/м}^3$, с учетом удельной потери по основной магистрали плотность сжатого воздуха.

$$v = \frac{4 \times 1,293 \times 28}{60 \times 3,14 \times 0,119^2 \times 7,8485} = 6,67 \text{ м/с.}$$

Расчет и выбор воздухоборника

Воздухоборники представляют собой стальные цилиндрические резервуары, устанавливаемые между компрессорами и воздухопроводной сетью. Они служат для сглаживания колебаний давления, которое обуславливается прерывистым характером подачи сжатого воздуха поршневыми компрессорами. В воздухоборнике происходит частичная конденсация паров воды и масла, содержащихся в сжатом воздухе.

Объем индивидуального воздухоборника определяется по формуле:

$$V_B = 1,6\sqrt{Q_K} \text{ м}^3.$$

Где, Q_K – производительность компрессора, $\text{м}^3/\text{мин.}$

$$V_B = 1,6\sqrt{28} = 8,5 \text{ м}^3.$$

Исходя из результата выбираем воздухоборник емкостью $9,0 \text{ м}^3$.

В горные работы сжатый воздух подается по стальным, а непосредственно к пневмопотребителям – по резиноканевым шлангам. В НТС монтируются воздухопроводы диаметров 127 мм - со стороны свободного перехода для людей на высоте не менее 1,8 м;

В необходимых местах на трубопроводах устанавливаются опорные стулья, компенсаторы линейных расширений, задвижки влагомаслоотделители, вентили, манометры, тройники, колена и переходы. Соединения труб выполняются на сварке, в местах присоединения к арматуре на фланцах.

Потеря давления сжатого воздуха у наиболее удаленного пневмоприемника не превышает 2 атм. Для предотвращения коррозии весь воздухопровод покрывается антикоррозийным покрытием. После монтажа трубопровод подвергается пневмоиспытанию.

Основные технические показатели приведены ниже в таблице 41.

Таблица 41. Основные технические показатели воздухоснабжения при проходке НТС

№ п.п.	Наименование	Ед. изм.	Обозначение	Кол-во	Примечание
1	XAMS 407Cd,	Ед.	<i>N</i>	1	
2	Давление	бар	<i>P</i>	8,6	
3	Производительность	м³/мин	<i>V</i>	24,5	
4	Двигатель KUBOTA или DEUTZ	Ед.	<i>N_{дв}</i>	1	
5	Мощность	Л.с.			
6	Расход топлива	Кг/час	<i>q</i>	39,9	
7	Трубопровода основной, длина	м	<i>l</i>	2000	
	Диаметр	м	<i>d</i>	119	Внутренний
	Толщина стенки	мм	<i>δ</i>	4	
8	Прочность	атм	<i>P_p</i>	>9	
9	Ресивер	шт	<i>N</i>	1	
10	Вместимость	м³	<i>V</i>	9	

3.17.2. Воздухоснабжение при проходческих и добычных работах

Расчет производительности компрессорной станции

Производительность компрессорной станции определяется по формуле:

$$V_{к.с.} = K_p K_o \sum_{i=1}^Z n_{ni} V_{ni} K_{ni} K_{zi} + V_{ут} l + V_{np} n_{np}, \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Где,

K_p = 1,05 ... 1,1, коэффициент резерва производительности компрессорной станции на неучтенных потребителей;

K_o = 0,8, средневзвешенный коэффициент одновременности работы потребителей;

i – номер группы однотипных потребителей.

Z – число групп однотипных потребителей.

n_n – число однотипных потребителей, *n_n* = 5 ед.

V_n – номинальный расход сжатого воздуха одним потребителем данной группы при непрерывной его работе, *V_n* = 16 м³/мин.

K_n = 1,2, коэффициент, увеличение расхода сжатого воздуха из-за износа потребляемых оборудования;

K_z – коэффициент одновременности работ потребителей, *K_z* = 0,6;

V_{ут} = 3 м³/мин, допустимые утечки через неплотности на 1,0 км магистрального трубопровода.

l – длина магистрального воздухопровода по шахте, *l* = 3,5 км.

V_{np} = 0,4 м³/мин, допустимые утечки через неплотности в месте присоединения одного потребителя к воздухопроводу;

n_{np} – число мест присоединений потребителей, *n_{np}* = 7.

В среднем утечки воздуха на 1,0 км воздухопровода без деления их на утечки в магистральном трубопроводе и в местах присоединения потребителей можно принимать 4 ... 5 м³/мин.

Средневзвешенный коэффициент одновременности работы потребителей определяется в зависимости от средневзвешенного коэффициента включения работающих потребителей *K_в* и общего числа потребителей *n*.

$$V_{к.с.} = 1,1 \times 0,6 \times 5 \times 16 \times 1,2 \times 1 + 3 \times 3,5 + 0,4 \times 5 = 75,8 \sim 76 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Давление сжатого воздуха у компрессорной станции *P_{к.с.}* (МПа) устанавливается как сумма давления у потребителей и потерь давления в магистральном воздухопроводе и шлангах.

При ориентировочных расчетах:

$$P_{к.с.} = P_n + \Delta P_m l + \Delta P_{ш}, \text{ МПа.}$$

Где, P_n – избыточное давление у потребителей, принимается равным 0,5 МПа;
 $\Delta P_m = 0,03 \text{ МПа}$, средние удельные потери давления в магистральном трубопроводе;
 l – длина воздухопровода от компрессорной станции до самого удаленного потребителя, $l = 3,0 \text{ км}$;
 $\Delta P_{ш} = 0,03 \text{ МПа}$, суммарные потери давления в шлангах.

$$P_{к.с.} = 0,5 + 0,03 \times 3 + 0,03 = 0,62 \text{ МПа или } 6,2 \text{ бар или } 6,0 \text{ атм.}$$

Компрессорная станция, будет централизованная на два рудника – «Бескемпир» и «Аксакал». Избыточный объем сжатого воздуха, произведенного компрессором, потребляется на вспомогательные поверхностные работы.

Расчет воздухопроводной сети

В соответствии со схемой вскрытия месторождения составляют схему воздухопроводной сети. Точкам разветвления и конечным точкам воздухопровода присваивают цифровые или буквенные обозначения, разбивая схему на отдельные участки (фланги, подэтаж и горизонты).

На схему наносят фактические длины участков l_f ; учет сопротивлений в арматуре и фасонных частях трубопровода производится увеличением фактической длины на 10%, т.е. $l_p = 1,1 l_f$.

Расход воздуха одного фланга определяем по формуле:

$$V_{к.с.} = K_p K_o \sum_{i=1}^Z n_{ni} V_{ni} K_{ui} K_{zi} + V_{ym} l + V_{np} n_{np}, \text{ м}^3/\text{мин.}$$

$$V_{к.с.} = 1,1 \times 0,8 \times 2 \times 16 \times 1,2 \times 1 + 1 \times 0,5 + 0,4 \times 2 = 35 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Определив общий и участковые расходы сжатого воздуха по номограмме, определяем оптимальный диаметр $d_{онм}$ труб в зависимости от давления $P_{к.с.}$ выбранного компрессора и затем выбираем стандартные трубы большего диаметра d ; диаметр труб указываем на схеме.

По ГОСТ 8732-78 для основной магистрали воздухопровода выбираем стальные горячедеформированные трубы $d_{нар} = 219 \text{ мм}$ и $d_{вн} = 207 \text{ мм}$ толщина стенки $\sigma_{тр} = 6 \text{ мм}$, для участковой магистрали воздухопровода трубы $d_{нар} = 152 \text{ мм}$ и $d_{вн} = 142 \text{ мм}$ толщина стенки $\sigma_{тр} = 5 \text{ мм}$.

В зависимости от расхода воздуха и давления $P_{к.с.}$ по номограмме определяем оптимальные удельные потери давления $\Delta P_{уд}$ (МПа/км) для всех участков сети. Основной воздухопровод (по поверхности и стволу) $\Delta P_{уд} = 0,029$, участковый воздухопровод $\Delta P_{уд} = 0,034$. Умножением удельных потерь на расчетные длины участков получим оптимальные потери на этих участках, т.е.

$$\Delta P_{онм} = \Delta P_{уд} l_p = 0,034 \times 0,5 = 0,017 \text{ МПа } 0,17 \text{ бар или } 0,167 \text{ атм.}$$

Для всех участков сети вычисляем скорость движения воздуха по формуле:

$$v = \frac{4V\rho_0}{60\pi\rho_{ср}d^2}, \text{ м/с.}$$

Где, $\rho_0 = 1,293 \text{ кг/м}^3$, плотность воздуха при нормальных условиях;
 V – объемный расход воздуха при нормальных условиях, $V = 53 \text{ м}^3/\text{мин}$ и $132 \text{ м}^3/\text{мин}$;
 $d = 0,13 \text{ мм}$ и $0,259 \text{ мм}$, внутренний диаметр участкового и основного воздухопроводов соответственно.
 $\rho_{ср} = 6,07 \times 1,293 \times 7,8485 \text{ кг/м}^3$, с учетом удельной потери по основной магистрали плотность сжатого воздуха $\rho_{ср} = 7,8485 - 0,029 = 7,8195$.

$$v = \frac{4 \times 1,293 \times 35}{60 \times 3,14 \times 0,142^2 \times 7,8195} = 9,22 \text{ м/с} - \text{по участковому воздухопроводу};$$

$$v = \frac{4 \times 1,293 \times 76}{60 \times 3,14 \times 0,207^2 \times 7,8485} = 10,8 \text{ м/с} - \text{по основному воздухопроводу.}$$

Расчет и выбор воздухоборника

Объем индивидуального воздухоборника определяется по формуле:

$$V_B = 1,6 \sqrt{Q_K} \text{ м}^3.$$

Где, Q_K – производительность компрессора, $\text{м}^3/\text{мин}$.

$$V_B = 1,6 \sqrt{76} = 13,9 \text{ м}^3.$$

Исходя из результата выбираем воздухоборник емкостью **14,0 м³**.

В горные работы сжатый воздух подается по стальным, а непосредственно к пневмопотребителям – по резиноканевым шлангам. В стволе шахты «Главная» смонтируются воздухопроводы диаметров 219 мм в трубном отделении, а в горизонтальных горных выработках диаметром 152 мм - со стороны свободного перехода для людей на высоте не менее 1,8 м;

Возможна прокладка трубопровода по почве выработки на подкладках на любой стороне выработки при соблюдении зазоров и проходов для людей в соответствии с ПОПБ. В необходимых местах на трубопроводах устанавливаются опорные стулья, компенсаторы линейных расширений, задвижки влагомаслоотделители, вентили, манометры, тройники, колена и переходы. Соединения труб выполняются на сварке, в местах присоединения к арматуре на фланцах.

Потеря давления сжатого воздуха у наиболее удаленного пневмоприемника не превышает 2 атм. Для предотвращения коррозии весь воздухопровод покрывается антикоррозийным покрытием. После монтажа трубопровод подвергается пневмоиспытанию.

Основные технические показатели приведены ниже в таблице 42.

Таблица 42. Основные технические показатели при проходческих и добычных работах

№ п.п.	Наименование	Ед. изм.	Обозн-ние	Кол-во	Примечание
1	Компрессор $Q \geq 80 \text{ м}^3/\text{мин}$	Ед.	<i>N</i>	2	
2	Давление	Кг/см ²	<i>P</i>	9	
3	Производительность	м ³ /мин	<i>V</i>	103	
4	Габариты, ширина	мм	<i>B</i>	4430	
	длина	мм	<i>L</i>	5180	
	высота	мм	<i>H</i>	300	
	масса	кг	<i>m</i>	17080	
5	Электродвигатель	Ед.	<i>N_{дв}</i>	1	
6	Мощность	кВт		500	
7	Частота вращения	Об/мин	<i>n_{об}</i>	180-190	
8	Напряжение	В	<i>B</i>	6000	
9	КПД	%	<i>η_{дв}</i>	95	
10	Трубопровода основной, длина	м	<i>l</i>	2000	
	Диаметр	м	<i>d</i>	191	Внутренний
	Толщина стенки	мм	<i>δ</i>	6	
11	Трубопровод участковый, длина	м	<i>l</i>	2500	
	Диаметр	мм	<i>d</i>	121	Внутренний

3.18. Электроснабжение

Силовыми потребителями электроэнергии напряжением 0,4 кв на горизонтах являются вентиляторы местного проветривания (ВМП), скреперные лебедки 30ЛС-2СМ, буровая каретка СБУ Boomer **T-1D** и вибропитатели ПВУ-3-1.2.

Электроснабжение потребителей предусмотрено от понизительной подстанции непосредственно на участках работ, которые в свою очередь запитаны от участковых подстанций. Для силовой сети принимается системы с изолированной нейтрально.

Все электродвигатели поставляются комплексно с механизмами.

Исполнение электродвигателей и изолирующей аппаратуры должно соответствовать приводу механизмов, условиям окружающей среды и параметрами сети.

В качестве пускозащитной аппаратуры принимаются автоматические выключатели и пускатели в нормальном рудничном исполнении типа ВР-160, ПР-100 и ПВИ-125.

Асинхронные электродвигатели 380 обеспечиваются защитой от токов короткого замыкания, защитой от перегрузок, защитой минимального напряжения. Защита от утечек в сети 380 предусмотрена на участковых подстанциях (УП). Применяются трансформаторы типа ТСШВП-240 кв 6/0,4 кв, ТСШВП-400 кв 6/0,4 кв и ТСШВП-630 кв 6/0,4 кв. Допускаются применение и других аналогичных трансформаторов подземного исполнения.

Типы светильников выбраны с учетом характеристики окружающей среды, норм освещения (по ПОПБ). В качестве источников света приняты лампы накаливания. Для освещения блоков предусмотрена стационарная сеть освещения. Для освещения проходческих забоев дополнительно приняты индивидуальные переносные светильники.

Напряжение сети освещения – 127 В. Напряжение на лампах – 127 В. Система нейтрали изолированная с защитой от токов утечки. Освещение рабочих мест производится от трансформаторов ТШС-380/24 через ПРН.

Питающая и распределительная сети освещения выполняются кабелями марки АВВГ и КГН.

Сеть заземления выполняется в соответствии с ПОПБ и ПТЭ электроустановок, в блоках для заземления электрооборудования устраиваются местные и добавочные заземлители, которые располагаются в почве выработок и присоединяются к основной проектной сети заземления горизонтов.

3.18.1. Электроснабжение при проходке НТС

Для расчета и выбора электрических трансформаторов, кабелей и энергопотребления электрооборудования, необходимо определить тип, количество и мощность применяемых в проходке электропотребителей.

Согласно проекту при проходке НТС применяются следующие электропотребители или электрооборудования:

- СБУ Boomer- T-1D – 125 кВт, 380 В – 1 ед;
- ВМП ВМЭ-8 – 50 кВт, 380 В – 2 ед;
- Насос ЦНС-38-250 – 55 кВт, 380 В – 2 ед;
- Сварочный аппарат ШАЭ-500 У5 – 30 кВт, 380 В – 1 ед;
- Освещение лампы накаливания ВАД-Ш – Л.НАК.100 – 0,1 кВт – 700 шт.

Расчет электрических нагрузок и определение мощности трансформаторных подстанций.

Расчетная активная нагрузка определяется формулой:

$$P_{рас} = P_{ном} \times K_c, \text{ кВт.}$$

Где, K_c – коэффициент спроса электрооборудования;

$P_{ном}$ – активная номинальная мощность двигателей главных преобразовательных агрегатов, кВт.

$$СБУ - P_{рас} = 125 \times 0,6 = 75 \text{ кВт.}$$

$$ВМП - P_{рас} = 50 \times 2 \times 0,85 = 85 \text{ кВт.}$$

$$Насос - P_{рас} = 55 \times 2 \times 0,8 = 88 \text{ кВт.}$$

$$\text{Сварочный аппарат} - P_{\text{рас}} = 30 \times 0,35 = 10,5 \text{ кВт.}$$

$$\text{Освещение} - P_{\text{рас}} = 0,1 \times 800 \times 1 = 70 \text{ кВт.}$$

Расчетная реактивная нагрузка определяется формулой:

$$Q_{\text{рас}} = P_{\text{рас}} \times \text{tg}\varphi, \text{ кВар.}$$

Где, $\text{tg}\varphi$ – коэффициент мощности однородных приемников.

$$\text{СБУ} - Q_{\text{рас}} = 75 \times 0,65 = 48,75 \text{ кВар}$$

$$\text{ВМП} - Q_{\text{рас}} = 85 \times 0,78 = 66,3 \text{ кВар}$$

$$\text{Насос} - Q_{\text{рас}} = 88 \times 0,8 = 70,4 \text{ кВар}$$

$$\text{Сварочный аппарат} - Q_{\text{рас}} = 10,5 \times 0,7 = 7,35 \text{ кВар}$$

$$\text{Освещение} - Q_{\text{рас}} = 80 \times 1 = 70 \text{ кВар.}$$

Полная расчетная нагрузка определяется формулой:

$$S_{\text{рас}} = K_p \sqrt{(\Sigma P_{\text{рас}})^2 + (\Sigma Q_{\text{рас}})^2}, \text{ кВа.}$$

Где, K_p – 0,9, коэффициент равномерности в нагрузке.

$$S_{\text{рас}} = 0,9 \times \sqrt{(328,5)^2 + (262,8)^2} = 378,6 \text{ кВа.}$$

Исходя из результатов расчета на проходку НТС проектом выбирается трансформаторная подстанция рудничного взрывобезопасного исполнения **ТСВП-400/6 – 1 ед.**

Трансформаторную подстанцию необходимо установить на месте, которое имеет одинаковое расстояние до всех отдаленных потребителей $L_{\text{ср}} = 500 \text{ м.м.}$ и отвечает требованиям ПОПБ (Камеры ожидания, квершлаги к горизонтам и т.д.).

Расчет кабельных сечений и выбор кабелей.

Выбор сечения проводов и кабелей по нагреву токами и сравнения расчетного тока с допустимыми токами.

Расчетный ток нагрузки для определения сечения кабеля (6 кВ), питающих участков подстанцию определяется по формуле:

$$I_{\text{рас}} = \frac{S_{\text{рас}}}{\sqrt{3} \times U_{\text{ном}}}, \text{ А.}$$

Где, $U_{\text{ном}}$ – номинальное напряжение сети, $U_{\text{ном}} = 6 \text{ кВ.}$

$$I_{\text{рас}} = \frac{378,6}{\sqrt{3} \times 6} = 36,43 \text{ А.}$$

Выбираем ближайшее стандартное значение. Марка силового кабеля **АВВГ – 3х10+1х4 мм², 42 А**, трехжильный алюминиевый.

Потери напряжения в кабеле допускается не более 5%.

Расчет кабелей (0,4 кВ) ведущих к электропотребителям. Расчетный ток нагрузки:

$$I_{\text{рас}} = \frac{P_{\text{рас}}}{\sqrt{3} \times U_{\text{ном}} \cos\varphi \eta}, \text{ А.}$$

Где, $\cos\varphi$ – коэффициент мощности, соответствующей нагрузке;
 $\eta = 0,95$, КПД сети.

$$\text{СБУ} - I_{\text{рас}} = \frac{75}{\sqrt{3} \times 0,38 \times 0,65 \times 0,95} = 184,5 \text{ А.}$$

$$\text{ВМП} - I_{\text{рас}} = \frac{85}{\sqrt{3} \times 0,38 \times 0,78 \times 0,95} = 169,9 \text{ А.}$$

$$\text{Насос} - I_{\text{рас}} = \frac{88}{\sqrt{3} \times 0,38 \times 0,8 \times 0,95} = 175,93 \text{ А.}$$

$$\text{Сварочный аппарат} - I_{\text{рас}} = \frac{10,5}{\sqrt{3} \times 0,38 \times 0,7 \times 0,95} = 24 \text{ А.}$$

$$\text{Освещение} - I_{\text{рас}} = \frac{70/10}{\sqrt{3} \times 0,127 \times 1 \times 0,95} = 26 \text{ А.}$$

Отсюда выбираем кабель (0,4 кВ):

- СБУ – АВВГ- 3х120+1х35 – 500 п.м.
- ВМП – АВВГ- 3х120+1х35 – 200 п.м.
- Насос – АВВГ- 3х120+1х35 – 500 п.м.
- Сварочный аппарат – АВВГ- 3х4+1х2,5 – 500 п.м.
- Освещение – АВВГ- 3х4+1х2,5 – 3000 п.м.

Потери напряжения в кабеле допускается не более 5%. При увеличении потери допустимого предела рекомендуется увеличить сечение кабеля или уменьшить расстояние между потребителями и подстанцией с помощью дополнительных участковых подстанций.

Как показывает расчет, потеря на кабеле освещения превышает нормативный показатель. Для снижения потери до 5% необходимо уменьшить расстояние подключения до 0,8 км с применением трансформаторов освещения типа АП-4.

Необходимые материалы для электроснабжения при проходке НТС приводятся ниже.

Таблица 43. Необходимые материалы для электроснабжения при проходке НТС

№ п.п.	Наименование	Ед. изм.	Обозн- ние	Кол- во	Примечание
1	Трансформаторная подстанция ТСВП-400/6/0,4	Ед.	N _н	1	
2	Силовой Кабель АВВГ – 3х10+1х4 6 кВ	П.м.	L	3000	
3	Кабель АВВГ – 3х120+1х50 0,4 кВ	П.м.	L	1200	
4	Кабель АВВГ – 3х4+1х2,5 0,4 кВ	П.м.	L	3800	
5	Автоматический выключатель ВРН или АВ 100...400 А	шт.	N	4	
6	Пускатели ПРН или ПВИ 63 ... 320 А	шт.	N	8	
7	Трансформатор освещения АП-4	шт.	N	10	
8	Светильник шахтный ВАД-Ш-Л.НАК.100	шт.	N	700	
9	ШАЭ-500 У5	шт.	N	1	

3.18.2. Электроснабжение при проходческих и добычных работах

Для расчета и выбора электрических трансформаторов, кабелей и энергопотребления электрооборудования, необходимо определить тип, количество и мощность применяемых в проходке электропотребителей.

Согласно проекту, при проходческих и добычных работах применяются следующие электропотребители или электрооборудования:

- СБУ Boomer- T-1D – 125 кВт, 380 В – 2 ед;
- ВМП ВМЭ-8 – 50 кВт, 380 В – 8 ед;
- Лебедка ЛС-17 – 17 кВт, 380 В – 2 ед;
- Сварочный аппарат ШАЭ-500 У5 – 30 кВт, 380 В – 3 ед;
- Освещение лампы накаливания ВАД-Ш – Л.НАК.100 – 0,1 кВт – 500 шт.

Расчет электрических нагрузок и определение мощности трансформаторных подстанций.

Расчетная активная нагрузка определяется формулой:

$$P_{рас} = P_{ном} \times K_c, \text{ кВт.}$$

Где, K_c – коэффициент спроса электрооборудования;
 $P_{ном}$ – активная номинальная мощность двигателей главных преобразовательных агрегатов, кВт.

$$\text{СБУ} - P_{рас} = 125 \times 2 \times 0,6 = 150 \text{ кВт};$$

$$\text{ВМП} - P_{рас} = 50 \times 8 \times 0,7 = 280 \text{ кВт};$$

$$\text{Лебедка} - P_{рас} = 17 \times 2 \times 0,7 = 23,8 \text{ кВт};$$

$$\text{Сварочный аппарат} - P_{рас} = 30 \times 3 \times 0,35 = 31,5 \text{ кВт};$$

$$\text{Освещение} - P_{рас} = 0,1 \times 500 \times 1 = 50 \text{ кВт.}$$

Расчетная реактивная нагрузка определяется формулой:

$$Q_{рас} = P_{рас} \times \text{tg}\varphi, \text{ кВар.}$$

Где, $\text{tg}\varphi$ – коэффициент мощности однородных приемников.

$$\text{СБУ} - Q_{рас} = 150 \times 0,65 = 97,5 \text{ кВар}$$

$$\text{ВМП} - Q_{рас} = 280 \times 0,8 = 224 \text{ кВар};$$

$$\text{Лебедка} - Q_{рас} = 23,8 \times 0,65 = 15,47 \text{ кВар}$$

$$\text{Сварочный аппарат} - Q_{рас} = 31,5 \times 0,7 = 22,05 \text{ кВар}$$

$$\text{Освещение} - Q_{рас} = 50 \times 1 = 50 \text{ кВар.}$$

Полная расчетная нагрузка определяется формулой:

$$S_{рас} = K_p \sqrt{(\Sigma P_{рас})^2 + (\Sigma Q_{рас})^2}, \text{ кВа.}$$

Где, K_p - 0,9, коэффициент равномерности в нагрузке.

$$S_{рас} = 0,9 \times \sqrt{(535,3)^2 + (409,02)^2} = 606,3 \text{ кВа.}$$

Исходя из результатов расчета на проходческие и добычные работы проектом выбирается трансформаторная подстанция рудничного взрывобезопасного исполнения **ТСВП-630/6/0,4 – 1 ед.**

Трансформаторную подстанцию необходимо установить в специальных камерах, которые имеют одинаковые расстояния до всех отдаленных потребителей $L_{ср} = 500 \text{ м.м.}$ и отвечает требованиям ПОПБ.

Расчет кабельных сечений и выбор кабелей.

Расчетный ток нагрузки для определения сечения кабеля (6 кВ), питающих участковые подстанции определяется по формуле:

$$I_{рас} = \frac{S_{рас}}{\sqrt{3} \times U_{ном}}, \text{ А.}$$

Где, $U_{ном}$ – номинальное напряжение сети, $U_{ном} = 6 \text{ кВ.}$

$$I_{рас} = \frac{606,3}{\sqrt{3} \times 6} = 58,3 \text{ А.}$$

Так как на основную линию электропередачи могут подключаться дополнительные потребители, тогда определение сечения силового кабеля производится по экономической плотности тока.

$$S = \frac{I_{\text{рас}}}{j}, \text{ мм}^2.$$

Где, j – экономическая плотность тока, $j = 1,2 \text{ А/мм}^2$.

$$S = \frac{58,3}{1,2} = 48,6 \text{ мм}^2$$

Выбираем ближайшее стандартное значение 90 мм^2 . Марка бронированного силового кабеля **АСБ – 3х50+1х35 мм², 110 А**, трехжильный алюминиевый. Запас 55%.

Потери напряжения в кабеле допускается не более 5%.

Расчет кабелей, ведущих к электропотребителям. Расчетный ток нагрузки:

$$I_{\text{рас}} = \frac{P_{\text{рас}}}{\sqrt{3} \times U_{\text{ном}} \cos \varphi \eta}, \text{ А}.$$

Где, $\cos \varphi$ - коэффициент мощности, соответствующей нагрузке;
 $\eta = 0,95$, КПД сети.

$$\text{СБУ} - I_{\text{рас}} = \frac{75}{\sqrt{3} \times 0,38 \times 0,65 \times 0,95} = 184,54 \text{ А}.$$

$$\text{ВМП} - I_{\text{рас}} = \frac{85/4}{\sqrt{3} \times 0,38 \times 0,8 \times 0,95} = 42,5 \text{ А}.$$

$$\text{Лебедка} - I_{\text{рас}} = \frac{11,9}{\sqrt{3} \times 0,38 \times 0,65 \times 0,95} = 29,28 \text{ А}.$$

$$\text{Сварочный аппарат} - I_{\text{рас}} = \frac{10,5}{\sqrt{3} \times 0,38 \times 0,7 \times 0,95} = 24 \text{ А}.$$

$$\text{Освещение} - I_{\text{рас}} = \frac{70/14}{\sqrt{3} \times 0,127 \times 1 \times 0,95} = 20 \text{ А}.$$

Отсюда выбираем кабель (0,4 кВ):

- СБУ – АВВГ- 3х120+1х50 – 500 х 2 = 1000 п.м.
- ВМП - АВВГ- 3х16+1х10 – 500 х 4 = 2000 п.м.
- Лебедка – АВВГ- 3х6+1х4 – 700 х 2 = 1400 п.м.
- Сварочный аппарат - АВВГ- 3х4+1х2,5 – 500 х 3 = 1500 п.м.
- Освещение - АВВГ- 3х2,5+1х2,5 – 200 х 12 = 2400 п.м.

Потери напряжения в кабеле допускается не более 5%. При увеличении потери допустимого предела рекомендуется увеличить сечение кабеля или уменьшить расстояние между потребителями и подстанцией с помощью дополнительных участковых подстанций.

Необходимые материалы для электроснабжения при проходческих и добычных работах приводится ниже.

Таблица 44. Необходимые материалы для электроснабжения при проходческих и добычных работах

№ п.п.	Наименование	Ед. изм.	Обозн- ние	Кол- во	Примечание
1	Трансформаторная подстанция ТСПП-630/6/0,4	Ед.	N _н	1	
2	Кабель АСБ – 3х50+1х35 6 кВ	П.м.	L	1000	
3	Кабель АВВГ – 3х120+1х50 0,4 кВ	П.м.	L	1000	
4	Кабель АВВГ – 3х16+1х10 0,4 кВ	П.м.	L	2000	
5	Кабель АВВГ – 3х2,5 0,4 кВ	П.м.	L	4000	
6	Кабель АВВГ – 3х6+1х4 0,4 кВ	П.м.	L	2000	

№ п.п.	Наименование	Ед. изм.	Обозн- ние	Кол- во	Примечание
7	Кабель АВВГ – 3х4+1х2,5 0,4кВ	П.м.	L	3000	
8	Автоматический выключатель ВРН или АВ 100...400 А	шт.	N	10	
9	Пускатели ПРН или ПВИ 63 ... 320 А	шт.	N	20	
10	Распределитель КРУРН-6 или КРУВ-6	шт.	N	2	
11	Трансформатор освещения АП-4	шт.	N	4	
12	Светильник шахтный ВАД-Ш-Л.НАК.100	шт.	N	500	
13	ШАЭ-500 У5	шт.	N	3	

3.18.3. Электроснабжение стационарного электрооборудования

Для расчета и выбора электрических трансформаторов, кабелей и электрооборудования, необходимо определить тип, количество и мощность применяемых в проходке электропотребителей.

Согласно проекту при эксплуатации рудника «Аксакал» применяются следующие стационарные электропотребители:

- КРСО – 80 кВт (в т.ч. СВМ 50 кВт, станки – 30 кВт), 380 В – 1 ед;
- Дозаторная камера – 125 кВт (в т.ч. Дробилка 110 кВт, питатель 7,5 кВт, дозатор 7,5 кВт), 380 В – 1 ед;
- Насосная станция главного водоотлива (гор. +130 м) – 250 кВт, 6000 В – 2 ед;
- Насосная станция главного водоотлива (гор. +0 м) – 100 кВт, 6000 В – 2 ед;
- ПУ – 630 кВт 6000 В – 1 ед;
- Надшахтный комплекс – 250 кВт (в т.ч. ПК-75 10,5 кВт, питатель 10 кВт, ТЭН 2 кВт и др.), 380 В – 1 ед;
- ГВУ ВО-21К – 160 кВт, 6000 В – 1 ед;
- Компрессорная станция – 500 кВт, 6000 В – 1 ед.

Расчет электрических нагрузок и определение мощности трансформаторных подстанций.

Расчетная активная нагрузка определяется формулой:

$$P_{рас} = P_{ном} \times K_c, \text{ кВт.}$$

Где, K_c – коэффициент спроса электрооборудования;

$P_{ном}$ – активная номинальная мощность двигателей главных преобразовательных агрегатов, кВт.

$$КРСО - P_{рас} = 80 \times 0,3 = 24 \text{ кВт};$$

$$Дозаторный комплекс - P_{рас} = 125 \times 0,75 = 93,75 \text{ кВт};$$

$$Насосная станция - P_{рас} = 250 \times 2 \times 0,85 = 425 \text{ кВт};$$

$$Насосная станция - P_{рас} = 100 \times 2 \times 0,85 = 170 \text{ кВт};$$

$$ПУ - P_{рас} = 630 \times 0,75 = 472,5 \text{ кВт};$$

$$Надшахтный комплекс - P_{рас} = 250 \times 0,3 = 75 \text{ кВт};$$

$$ГВУ - P_{рас} = 160 \times 0,95 = 152 \text{ кВт};$$

$$Компрессорная - P_{рас} = 500 \times 0,95 = 475 \text{ кВт.}$$

Расчетная реактивная нагрузка определяется формулой:

$$Q_{рас} = P_{рас} \times \text{tg}\varphi, \text{ кВар.}$$

Где, $\lg \varphi$ – коэффициент мощности однородных приемников.

$$KPCO - Q_{рас} = 24 \times 0,8 = 19,2 \text{ кВар};$$

$$\text{Дозаторный комплекс} - Q_{рас} = 93,75 \times 0,75 = 70,3125 \text{ кВар};$$

$$\text{Насосная станция} - Q_{рас} = 425 \times 0,8 = 340 \text{ кВар};$$

$$\text{Насосная станция} - Q_{рас} = 170 \times 0,8 = 136 \text{ кВар};$$

$$ПУ - Q_{рас} = 472,5 \times 0,75 = 354,375 \text{ кВар};$$

$$\text{Надшахтный комплекс} - Q_{рас} = 75 \times 0,35 = 26,25 \text{ кВар};$$

$$ГВУ - Q_{рас} = 152 \times 0,85 = 129,2 \text{ кВар};$$

$$\text{Компрессорная} - Q_{рас} = 475 \times 0,85 = 403,75 \text{ кВар}.$$

Полная расчетная нагрузка определяется формулой:

$$S_{рас} = K_p \sqrt{(\Sigma P_{рас})^2 + (\Sigma Q_{рас})^2}, \text{ кВа}.$$

Где, K_p - 0,9, коэффициент равномерности в нагрузке.

Чтобы определить общую нагрузку необходимо разделить потребителей по напряжениям: КРСО, дозаторный комплекс, надшахтный комплекс – 380 В; Насосная, ПУ, ГВУ и компрессорная – 6000 В. А также, стационарные потребители на подземных горизонтах как, КРСО, дозаторный комплекс и насосная камера обеспечиваются отдельными трансформаторами.

$$KPCO - S_{рас} = 0,9 \times \sqrt{(24)^2 + (19,2)^2} = 27,66 \text{ кВа}.$$

$$\text{Дозаторный комплекс} - S_{рас} = 0,9 \times \sqrt{(93,75)^2 + (70,3125)^2} = 105,47 \text{ кВа}.$$

$$\text{Насосная станция} - S_{рас} = 0,9 \times \sqrt{(425)^2 + (340)^2} = 489,84 \text{ кВа}.$$

$$\text{Насосная станция} - S_{рас} = 0,9 \times \sqrt{(170)^2 + (136)^2} = 217,71 \text{ кВа}.$$

$$ПУ - S_{рас} = 0,9 \times \sqrt{(472,5)^2 + (354,375)^2} = 531,56 \text{ кВа}.$$

$$\text{Надшахтный комплекс} - S_{рас} = 0,9 \times \sqrt{(75)^2 + (26,25)^2} = 71,51 \text{ кВа}.$$

$$ГВУ - S_{рас} = 0,9 \times \sqrt{(152)^2 + (129,2)^2} = 199,5 \text{ кВа}.$$

$$\text{Компрессорная} - S_{рас} = 0,9 \times \sqrt{(475)^2 + (403,75)^2} = 574,9 \text{ кВа}.$$

Исходя из результатов расчета проектом выбирается:

- КРСО – трансформаторная подстанция ТСВП-100/6/0,4;
- Дозаторный комплекс - трансформаторная подстанция ТСВП-160/6/0,4;
- Надшахтный комплекс - трансформаторная подстанция ТМ-100/6/0,4;
- Насосная станция, ПУ, ГВУ, Компрессорная станция, ($\Sigma S_{рас} = 2013,5$ кВа) – мощность существующей трансформаторной подстанции ТДНС- 10000/10/6 достаточно для обеспечения всех потребителей.

Расчет кабельных сечений и выбор кабелей.

Выбор сечения силовых проводов и кабелей по нагреву токами и сравнения расчетного тока с допустимыми токами.

Расчетный ток нагрузки для определения сечения силового кабеля (6 кВ) питающих участков подстанцию и потребителей определяется по формуле:

$$I_{\text{рас}} = \frac{S_{\text{рас}}}{\sqrt{3} \times U_{\text{ном}}}, A.$$

Где, $U_{\text{ном}}$ – номинальное напряжение сети, $U_{\text{ном}} = 6 \text{ кВ}$.

$$\text{КРСО} - I_{\text{рас}} = \frac{27,66}{\sqrt{3} \times 6} = 2,66 \text{ А.}$$

$$\text{Дозаторный комплекс} - I_{\text{рас}} = \frac{105,47}{\sqrt{3} \times 6} = 10,15 \text{ А.}$$

$$\text{Надшахтный комплекс} - I_{\text{рас}} = \frac{71,51}{\sqrt{3} \times 6} = 6,88 \text{ А.}$$

$$\text{Насосная станция} - I_{\text{рас}} = \frac{489,84}{\sqrt{3} \times 6} = 47,14 \text{ А.}$$

$$\text{ПУ} - I_{\text{рас}} = \frac{531,56}{\sqrt{3} \times 6} = 51,15 \text{ А.}$$

$$\text{ГВУ} - I_{\text{рас}} = \frac{199,5}{\sqrt{3} \times 6} = 19,2 \text{ А.}$$

$$\text{Компрессорная} - I_{\text{рас}} = \frac{574,9}{\sqrt{3} \times 6} = 55,3 \text{ А.}$$

Выбираем ближайшее стандартное значение и марку силового кабеля (6 кВ):

- КРСО – кабель АВВГ – 3х2,5 мм², 19 А, трехжильный алюминиевый. 150 п.м.
- Дозаторный комплекс - кабель АВВГ – 3х2,5 мм², 19 А, трехжильный алюминиевый. 100 п.м.
- Надшахтный комплекс – кабель АВВГ – 3х2,5 мм², 29 А, трехжильный алюминиевый. 50 п.м. (по земле)
- Насосная станция - кабель бронированный (по стволу до насосных станций) АСБ – 3х16+1х10 мм², 60 А, трехжильный алюминиевый. 500 х 2 = 1000 п.м. (с резервной линией).

Согласно требованиям Норм технологического проектирования, минимальное сечение жил питающих кабелей, прокладываемых по вертикальному стволу, принимать 35 мм², максимальное не более 180 мм². Для прокладки бронированного кабеля по стволу, принимаем **силовой кабель АСБ – 3х35 мм², 90 А.**

- ПУ - кабель АВВГ – 3х10+1х4 мм², 70 А, трехжильный алюминиевый. 50 п.м. (по земле).
- ГВУ - кабель АВВГ – 3х10+1х4 мм², 70 А, трехжильный алюминиевый. 150 х 2 = 300 п.м. (по земле, с резервной линией).
- Компрессорная - кабель АВВГ – 3х10+1х4 мм², 70 А, трехжильный алюминиевый. 100 п.м. (по земле).

Сечение провода (6 кВ) ЛЭП на рудник «Аксакал» определяем из суммарной мощности потребления (проходка НТС, проходческие и добычные работы и стационарного электрооборудования):

Все потребители по руднику:

$$I_{\text{рас}} = \frac{378,6+606,3+27,66+105,47+489,84+217,71+531,56+71,51+199,5+574,9}{\sqrt{3} \times 6} = 308,2 \text{ А.}$$

Определение сечения силового кабеля по экономической плотности тока.

$$S = \frac{I_{\text{рас}}}{j}, \text{ мм}^2.$$

Где, j – экономическая плотность тока, $j = 1,1 \text{ А/мм}^2$.

$$S = \frac{308,2}{1,1} = 280,2 \text{ мм}^2.$$

Исходя из показателей расчета на ЛЭП рудника «Аксакал» Проектом принимается провод марки **АС – 300 мм², 690 А. 600 х 3 = 1800 п.м.**

Потери напряжения в кабеле допускается не более 5%.

Расчет кабелей (0,4 кВ) ведущих непосредственно к электропотребителям. Расчетный ток нагрузки:

$$I_{\text{рас}} = \frac{P_{\text{рас}}}{\sqrt{3} \times U_{\text{ном}} \cos \varphi \eta}, A.$$

Где, **cos φ** - коэффициент мощности, соответствующей нагрузке;
η = 0,95, КПД сети.

$$\text{КРСО} - I_{\text{рас}} = \frac{24}{\sqrt{3} \times 0,38 \times 0,8 \times 0,95} = 47,98 A.$$

$$\text{Дозаторный комплекс} - I_{\text{рас}} = \frac{93,75}{\sqrt{3} \times 0,38 \times 0,75 \times 0,95} = 199,92 A.$$

$$\text{Надшахтный комплекс} - I_{\text{рас}} = \frac{75/6}{\sqrt{3} \times 0,38 \times 0,35 \times 0,95} = 57,12 A.$$

Отсюда выбираем кабель 0,4 кВ:

- КРСО – АВВГ- 3х16+1х10 – 50 п.м.
- Дозаторный комплекс - АВВГ- 3х120+1х50 – 50 п.м.
- Надшахтный комплекс - АВВГ- 3х10+1х6 – 80 х 6 = 480 п.м.

Потери напряжения в кабеле допускается не более 5%. При увеличении потери допустимого предела рекомендуется увеличить сечение кабеля или уменьшить расстояние между потребителями и подстанцией с помощью дополнительных участков подстанции.

Необходимые материалы для электроснабжения стационарных потребителей приводится ниже.

Таблица 45. Необходимые материалы для электроснабжения стационарных потребителей

№ п.п.	Наименование	Ед. изм.	Обозначение	Кол-во	Примечание
1	Трансформаторная подстанция ТСВП - 100/6/0,4	Ед.	N _н	1	
2	Трансформаторная подстанция ТСВП - 160/6/0,4	Ед.	N _н	1	
3	Трансформаторная подстанция ТМ-100/6/0,4	Ед.	N _н	1	
4	Провод АС – 300 мм ² , 6 кВ.	П.м.	L	3600	С резервом
5	Кабель АСБ – 3х35 мм ² 6 кВ	П.м.	L	1200	С резервом
6	Кабель АВВГ – 3х2,5 мм ² 6 кВ	П.м.	L	300	
7	Кабель АВВГ – 3х10 мм ² 6 кВ	П.м.	L	500	
8	Кабель АВВГ – 3х16 мм ² 0,4 кВ	П.м.	L	50	
9	Кабель АВВГ – 3х10 мм ² 0,4 кВ	П.м.	L	480	
10	Кабель АВВГ – 3х120 мм ² 0,4 кВ	П.м.	L	50	
11	Автоматический выключатель ВРН или АВ 100...400 А	шт.	N	15	
12	Пускатели ПРН или ПВИ 63 ... 320 А	шт.	N	30	
13	Распределитель высокого напряжения КРУРН-6 или КРУВ-6	шт.	N	5	
14	Трансформатор освещения АП-4	шт.	N	1	
15	Светильник шахтный ВАД-Ш-Л.НАК.100	шт.	N	50	
16	ШАЭ-500 У5	шт.	N	1	

Примечание: Проектом допускается применение аналогичных марок и типов электрооборудования и материалов, соответствующих требованиям ПОПБ и проектным параметрам.

Электроснабжение вновь строящегося горнодобывающего предприятия осуществляется не менее, чем по двум одноцепным линиям электропередачи, при этом каждая линия рассчитана на пропуск 75 % всей нагрузки рудника, но не менее 100 % нагрузки I и II категорий.

В соответствии с технической характеристикой электрооборудования напряжение электроприемников принимать:

- для распределения электроэнергии в шахте и питания высоковольтного оборудования 6 кВ, для стационарных подземных подстанций допускается напряжение 10 кВ, для передвижных подстанций - 6 кВ;
- для силовых электроприемников низкого напряжения - 380 и 660 Вольт (по мере выпуска оборудования) от системы с изолированной нейтралью трансформатора;
- для освещения - 127 Вольт при лампах накаливания, 127 и 220 Вольт для люминесцентных светильников от системы с изолированной нейтралью трансформатора;
- для тяговой сети - 250 или 550 Вольт постоянного тока.

Электроснабжение 6(10) кВ подземных потребителей может быть осуществлено от поверхностных главных понизительных подстанций и от центральных подземных подстанций, размещаемых непосредственно в подземных выработках.

На поверхностных ГПП рекомендуется устанавливать трансформаторы с расцепленными обмотками 6(10) кВ или специальные разделительные трансформаторы для обособленного питания подземных электроустановок 6(10) кВ.

Питание центральных подземных подстанций напряжением 6(10) кВ предусматривать не менее, чем по двум кабельным линиям; при выходе из строя одной из них оставшиеся в работе обеспечивают 100 %-ую нагрузку потребителей I и II категории.

Питание подстанций насосных главного водоотлива осуществлять по самостоятельным линиям от поверхностных подстанций, если общая нагрузка линий, питающих центральных подземных подстанций, превосходит максимально допустимые каталожные данные вводных шкафов распределительного устройства или не обеспечивает нормального пуска. При этом каждая линия рассчитана на 100 % - ую нагрузку.

При расчете электрических нагрузок на подстанциях насосных водоотлива учитывать рабочие и резервные насосные агрегаты.

Минимальное сечение жил питающих кабелей, прокладываемых по вертикальному стволу, принимать 35 мм², максимальное не более 180 мм².

Требования при прокладке кабелей в горизонтальных выработках и выработках с углом наклона до 45°:

Кабели прокладываются по кабельным конструкциям и располагаются на высоте, недоступной для повреждения транспортными средствами, при этом исключается возможность срыва кабеля с конструкции.

При прокладке одиночных кабелей допускается подвешивать их на скобах, деревянных кольшках, брезентовых лентах, металлических элементах крепи.

Расстояние между точками подвески кабеля не более 3 метров, а между кабелями - не менее 5 см.

На отдельных участках выработок, при необходимости прокладки кабеля по почве, кабель защищается от механических повреждений прочными ограждениями из несгораемых материалов. Прокладка кабеля через перемишки вентиляционных и противопожарных дверей, вводы кабелей в электромашинные камеры и подстанции и выводы их осуществляются с помощью труб (металлических, бетонных и тому подобные). Отверстия труб с кабелями в них уплотняются глиной.

Не допускается прокладка двух и более кабелей в одной трубе.

Прокладка кабелей связи и сигнализации, голых проводов в шахтах производится на стороне выработки, свободной от силовых кабелей, а в случае невозможности выполнения этого требования - на расстоянии не менее 0,2 метра от силовых кабелей.

Голые провода прокладываются на изоляторах.

Требования при прокладке кабелей в выработках с углом наклона более 45°.

Подвеска кабелей производится с помощью приспособлений, разгружающих кабель от действия собственного веса. Расстояние между местами закрепления кабеля в наклонных выработках не более 5 метров, а в вертикальных выработках - 7 метров. Расстояние между кабелями не менее 5 см.

Установка электроаппаратуры для вновь проектируемых центральных насосных камер и центральных подземных подстанций предусматривается так, чтобы места в аппаратах, доступных для проникновения воды к токоведущим частям, были на высоте не менее 1 метра от почвы околоствольного двора (у ствола).

Центральная подземная подстанция совмещается с тяговыми подземными подстанциями, при условии расположения их в районе околоствольного двора. При наличии водоотлива камеру центральной подземной подстанции рекомендуется располагать в непосредственной близости от камеры насосной, за исключением случаев, указанных в пункте 457 [8].

Участковые подземные подстанции располагать на откаточных горизонтах:

стационарные - в камерах,

передвижные - на специальных расширениях участков откаточных выработок или в тупиках.

Температура воздуха в подземных подстанциях не превышает больше чем на 5°С максимально допустимую температуру воздуха в смежных выработках за счет отвода тепла, выделяемого оборудованием (силовыми трансформаторами, преобразовательными агрегатами). Вентиляция подстанций осуществляется через решетчатые двери за счет общешахтной депрессии или с помощью установленных вентиляторов.

Для питания подземных электропотребителей применяются передвижные подстанции.

Высоковольтное и низковольтное электрооборудование в подземных выработках, пусковую и пускорегулирующую аппаратуру принимать в нормальном рудничном исполнении. Допускается, впредь до освоения выпуска электрооборудования в рудничном исполнении, применять электрооборудование в нормальном (не рудничном) исполнении (закрытом, защищенном).

Между машинами и аппаратами в камерах подстанций оставляются проходы, достаточные для транспортирования машин и аппаратов при их ремонте или замене, но не менее 0,8 метра со стороны стен камер оставляются монтажные проходы шириной не менее 0,5 метра.

Если при обслуживании, монтаже и ремонте машин и аппаратов нет необходимости в доступе к ним с тыловой и боковой сторон, допускается их установка вплотную друг к другу и к стене камеры.

Перед выходом из камеры устраивается пологий вал на высоту не менее 100 мм над уровнем пола камеры.

Стены и потолок машинных и трансформаторных камер побелены. В камерах не допускается капежа.

Перед выходом из камеры устраивается пологий вал на высоту не менее 100 мм над уровнем пола камеры.

Стены и потолок машинных и трансформаторных камер побелены. В камерах не допускается капежа.

Электрическое освещение подземных выработок предусматривать люминесцентными светильниками, так и лампами накаливания.

Освещение очистных забоев (камер) предусматривать переносными светильниками с лампами накаливания и прожекторами.

При использовании самоходного оборудования предусматривать только общее освещение забоев и откаточных выработок в соответствии с общими требованиями.

Освещение рабочих мест осуществлять прожекторами и фарами, установленными на самоходном оборудовании.

Для питания осветительных установок рекомендуется принимать пусковые агрегаты.

Светильники и пусковую аппаратуру принимать в нормальном рудничном исполнении

Осветительную сеть выполнять трехфазной с пофазным ответвлением к светильникам.

Для переносного освещения применять светильники с герметичными батареями.

Ламповые для зарядки переносных аккумуляторных ламп предусматривать с самообслуживанием.

Питание самоходного оборудования с электроприводом осуществлять по системе: трансформаторная подстанция - распределительный пункт - потребитель с четырехжильным гибким кабелем, четвертую жилу которого использовать как заземление. Длина высоковольтного кабеля обеспечивает передвижение трансформаторной подстанции не более чем на 50 метров. Схема питания забойного самоходного оборудования на низком напряжении обеспечивает надежную работу машин в максимально удаленных от передвижной подстанции забоях.

3.19. Связь и сигнализация

В проекте предусмотрена шахтно-стволовая сигнализация и связь между машинистом подъемной машины, рукоятчиком приемной и разгрузочной площадки на отм. 0,000 надшахтного здания и стволовыми подземных горизонтов.

Стволовая сигнализация и связь осуществляется с использованием:

- двух комплектов серийной аппаратуры шахтной стволовой сигнализации и связи ШСС-1к, обеспечивающих рабочую и резервную световую сигнализацию со звуковым сопровождением и громкоговорящую связь;
- комплекса аппаратуры «Сигнал-18» предназначенного для ремонтной сигнализации между машинистом подъемной машины и осмотрщиком ствола, находящимся в клетки или на ее крыше, в режиме «ревизия», а также для контроля напуска каната;
- телефонных аппаратов ТАШ-3312 системы МБ, которые обеспечивают прямую телефонную связь между машинистом подъемной машины и рукоятчиком, а также между рукоятчиком и стволовым.

Шахтная стволовая сигнализация обеспечивает:

- рабочую кодовую связь между проходческим полком, разгрузочной площадкой и сигнальщиком, а также между сигнальщиком и машинистом подъемной машины;
- громкоговорящую связь по системе «Вызов» между сигнальщиком и абонентами ствола;
- резервную кодовую связь при помощи троса, которая используется также при ревизии ствола;
- аварийную сигнализацию с одновременным предохранительным торможением подъемной машины.

Для управления производственной деятельностью рудника, взаимодействия отдельных участков и служб, ведения горных работ принята общерудничная телефонная

связь, связь абонентов диспетчерской службы с телефонной станцией на поверхности, местная и стволовая связь.

Телефонная связь объектов промплощадки с диспетчерского рудника обеспечивается прокладкой кабеля связи по воздушным опорам электропередачи и установка телефонных аппаратов системы АТС. Предусматривается телефонная связь с другими объектами через центральный диспетчерский пункт или мобильная связь.

Громкоговорящая связь между поверхностными объектами промплощадки обеспечивается установкой аппаратов ПГС, соединенных параллельно в общую сеть.

Важным моментом является установка сигнализация «блок участкового» типа между разминочными заездами вдоль НТС. Такой тип сигнализации дает возможность эффективной и бесперебойной организации выдачи и транспортировки горной массы по НТС. А также повышает производительность автосамосвалов и пропускную способность НТС.

Принцип работы данной системы сигнализации заключается в том, что при нахождении одного автосамосвала на «блок участке», это в нашем случае узел НТС между разминочными заездами 170-200 п.м, перед встречным самосвалом на разминочном заезде загорается сигнал «стоп» и он пропускает встречный самосвал без задержек и препятствий.

Для установки и наладки настоящего типа транспортной сигнализации необходимо разработать рабочий проект специализированной организацией в области связи и сигнализации.

4. ГОРНОМЕХАНИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

4.1. Общие сведения

Согласно настоящему проекту основными вскрывающим выработками являются стволы шах. «Главная» и НТС, предназначенные для выдачи на поверхность горной массы и прокладки основных коммуникаций.

Ствол шах. «Главная» используются для подъема руды и как запасной выход с механизированной подъемной установкой.

НТС – для спуска-подъема людей, материалов, оборудования и механизированных запасных выходов.

Все эти выработки одновременно используются в целях вентиляции месторождения.

Основная промплощадка находится у ставала «Главная», где размещаются: надшахтное здание с копром, здание подъемной машины, объединенная компрессорная станция, блок вспомогательных служб.

4.2. Подъемные установки.

4.2.1. Назначение подъёмных установок

Подъемные установки предназначены для выдачи на поверхность добываемой руды и получаемой при проходке горных выработок породы, быстрого и безопасного спуска и подъема людей, транспортирования крепежного леса, горно-шахтного оборудования и материалов. При помощи подъемной установки производятся также осмотр и ремонт армировки и крепления ствола шахты. На крупных шахтах, как правило, имеются две - три действующие подъемные установки, и каждая из них предназначена для определенных целей (выдачи руды, спуска-подъема людей, выдачи породы и т. д.), а не является резервом другой. От надежной, бесперебойной и производительной работы шахтного подъема зависит ритмичная работа всей шахты в целом, поэтому к подъемным установкам (из всего комплекса электромеханического оборудования шахты) предъявляют особые требования в отношении надежности и безопасности работы.

Подъемные машины являются наиболее мощными из всего стационарного оборудования на шахте. Мощность электропривода подъемной машины достигает 1000 кВт, а крупных - 2000 кВт и выше. Электропривод подъемных установок потребляет до 40% всей электроэнергии, расходуемой шахтой.

Скорость движения подъемных сосудов в стволе достигает 15 - 20 м/сек (54 - 72 км/час), т. е. близка к скорости движения железнодорожных составов. Так как такая скорость развивается на коротких расстояниях (равных длине шахтного ствола), подъемные машины должны иметь надежное управление и безотказно действующие тормозные устройства.

4.2.2. Классификация подъёмных установок

Общее устройство основного оборудования подъемных установок и конструкция входящих в ее состав элементов весьма многообразны, что определяется в первую очередь разнообразием горнотехнических условий, в которых функционируют подъемные установки, а также многообразием конкретных функций, которые на них возлагаются. Среди последних особо выделяют характер поднимаемых и опускаемых шахтных грузов.

Второй фактор, определяющий разнообразие конструкций подъемных установок, связан с их основной эксплуатационной особенностью - цикличностью действия. Причем указанная цикличность является особой и характеризуется малой длительностью рабочего цикла, когда паузы между движениями соизмеримы с длительностью движения, а в общей продолжительности движения существенную долю занимают периоды неустановившихся движений, связанных с разгоном и остановом подъемной системы.

При таком режиме работы подъемной системы мощность ее привода, расход энергии, а следовательно, и экономика канатного подъема в значительной степени зависят от инерционных нагрузок, возникающих в периоды неустановившихся движений.

Стремление уменьшить отрицательное влияние указанных инерционных нагрузок на экономику канатного подъема, а также нагрузок от собственного веса элементов подъемной системы определяет во многих случаях выбор конструкций отдельных элементов и общее устройство подъемной установки.

Основными признаками, по которым классифицируют канатные подъемные установки, являются нижеследующие.

Назначение подъемной установки. По этому признаку подъемные установки подразделяются на следующие:

- а. **главные** или **грузовые**, служащие для подъема полезного ископаемого на шахтах или обслуживающие основные грузопотоки вскрышных пород и полезного ископаемого на карьерах;
- б. **вспомогательные (людские и грузолюдские)**, служащие для подъема и спуска людей, материалов и оборудования, а также для подъема из шахты сопутствующих горных пород;
- в. **временные** или **проходческие**, используемые только на период строительства шахтного ствола, а в ряде случаев и для проходки основных выработок околоствольного двора.

Расположение относительно земной поверхности. Поэтому признаку выделяют два типа подъемных установок:

- а. **подземные**, располагаемые в шахтных стволах;
- б. **открытые**, располагаемые, как правило, на нерабочих бортах карьеров.

Угол наклона трассы подъемника. Поэтому признаку подъемные установки подразделяются на два основных типа:

- а. **вертикальные**, которые имеют преимущественное применение при подземной разработке месторождений и размещаются в вертикальных шахтных стволах;
- б. **наклонные**, размещаемые на бортах карьеров или в наклонных шахтных стволах.

Среди наклонных подъемных установок особо выделяют **круто наклонные** с углом наклона трассы 60° и более, а также **пологие**, угол наклона трассы которых не превышает 25° .

Тип подъемного сосуда. Этот признак в большой степени определяет характер взаимодействия канатного подъема с другими звеньями транспортного комплекса горного предприятия, а также вид погрузочно-разгрузочных операций на стыках транспортных звеньев. Поэтому признаку различают три типа подъемных установок:

- а. **клетевые**;
- б. **скиповые**;
- в. **бадьевые**.

При клетевом подъеме погрузочно-разгрузочные операции заключаются в простом обмене груженых и порожних транспортных сосудов (вагонеток, автосамосвалов) на перегрузочных пунктах.

При скиповом подъеме перегрузка горной массы из средств приза-бойного транспорта в скипы выполняется, как правило, через посредство бункеров, так же, как и разгрузка скипов на поверхности. Использование перегрузочных бункеров достаточно большой вместимости обеспечивает относительную независимость работы канатного подъема во взаимодействии с другими звеньями транспортного комплекса. Однако при этом имеет место увеличение общей высоты подъема, а также необходимы дополнительные капитальные затраты, связанные с сооружением бункеров.

Бадьи как подъемные сосуды используются только на проходческих подъемных установках при строительстве шахтных стволов.

Количество подъемных сосудов, приводимых в движение одной подъемной машиной. По этому признаку подъемные установки можно подразделить на три типа:

- а. **двухсосудные**, которые предполагают приведение в движение одновременно двух сосудов одной подъемной машиной (груженный сосуд поднимается, порожний в это

же время опускается);

- б. **однососудные без противовеса**, когда подъемная машина приводит в движение одну ветвь каната с присоединенным к нему подъемным сосудом;
- в. **однососудные с противовесом**, в которых к концу одной из двух ветвей канатов вместо сосуда подвешивается противовес.

Тип канатоведущего органа подъемной машины. Поэтому признаку, отражающему способ передачи движущего усилия канату, подъемные установки подразделяются на два класса:

- а. **барабанные**, для которых характерна жесткая связь между канатом и навивочным органом (барабаном), а приведение каната в движение производится путем его навивки на поверхность барабана или свивки с указанной поверхности;
- б. **со шкивами трения**, когда канат огибает канатоведущий орган и не связан с ним жестко, а приводится в движение посредством сил трения между поверхностью шкива и поверхностью прижатого к шкиву каната.

В зависимости от формы навивочной поверхности барабаны могут быть постоянного радиуса навивки (цилиндрические барабаны) и переменного радиуса (двойные конические и бицилиндроконические). В свою очередь, шкивы трения подразделяют на одноканатные и многоканатные. В последнем случае подъемный сосуд подвешивается к комплексу из нескольких канатов, приводимых в движение одним многоканатным шкивом трения.

Степень загрузки головных канатов действием концевой нагрузки. Поэтому признаку можно выделить три типа подъемных установок:

- а. **одноканатные с загруженным головным канатом**, когда концевой груз в виде грузевого подъемного сосуда полностью воздействует на головной канат, определяя основную долю формируемого в нем тягового усилия;
- б. **одноканатные с частично разгруженным головным канатом**, когда в частном случае при помощи уравнительного груза (противовеса) (УГ) через систему уравнительных шкивов (УШ) и блока (УБ), а также уравнительных канатов (УК) головной канат разгружается от тягового усилия, примерно равного 40 % от собственного веса подъемного сосуда;
- в. **многоканатные** с концевой нагрузкой, равномерно распределенной между отдельными ветвями комплекта канатов, что достигается за счет соответствующих уравнительных элементов в прицепном устройстве.

Степень уравновешенности на валу подъемной машины нагрузок, обусловленных массой элементов подъемной системы. По этому признаку различают подъемные установки трех типов:

- а. **статически неуравновешенные**, или просто **неуравновешенные**, когда на валу подъемной машины возникает дополнительная нагрузка, обусловленная неуравновешенными силами собственного веса поднимающейся (навивающейся) и опускающейся (свивающейся) ветвей головных канатов;
- б. **статически уравновешенные**, в которых указанная выше дополнительная нагрузка снимается за счет применения **хвостового каната**, присоединяемого к днищам подъемных сосудов, или посредством использования **навивочных органов** (барабанов) **переменного радиуса**;
- в. **динамически уравновешенные**, в которых крутящий момент, реализуемый приводом на валу подъемной машины, остается постоянным на любом этапе подъема.

Динамическое уравновешивание как способ выравнивания нагрузок на валу подъемной машины и на поверхности навивочных органов впервые был предложен и исследован академиком М.М. Федоровым. В результате упомянутых исследований были разработаны теоретические основы гармонического подъема, суть которого сводится к нижеследующему. Предлагается в двухсосудной подъемной системе использовать так называемый тяжелый хвостовой канат, то есть такой канат, линейная масса которого

существенно выше, чем у головного тягового каната. При наличии такого хвостового каната, если соответствующим образом подобрать синусоидальный закон изменения скорости за цикл подъема, можно обеспечить постоянство расчетного тягового усилия на поверхности навивочного органа в течение всей продолжительности подъема сосуда из шахты на поверхность.

4.2.3. Устройство подъёмных установок

Подъемная установка состоит из подъемного оборудования и горнотехнических сооружений.

К подъемному оборудованию относятся: подъемные машины, подъемные сосуды и канаты, разгрузочные и загрузочные устройства и др.

К горнотехническим сооружениям относятся:

- сооружения, расположенные в околоствольном дворе (погрузочный бункер и камера для опрокидывателя при скиповом подъеме или приемная площадка при клетевом подъеме);
- ствол шахты, оборудованный направляющими проводниками для клетей и скипов при вертикальном подъеме и рельсовыми путями для вагонеток и скипов при наклонном подъеме;
- надшахтные сооружения, состоящие из копра и приемного бункера для разгрузки подъемных сосудов; при оборудовании подъема неопрокидными клетями вместо приемного бункера сооружается надшахтное здание с приемными площадками и откаточными путями.

При вращении барабана подъемной машины один канат навивается на него, поднимая клеть из шахты, а другой свивается, опуская вторую клеть в шахту. Подъемные сосуды одновременно загружаются в шахте и разгружаются на поверхности на специальных приемных площадках.

В подъемных установках, оборудованных неопрокидными клетями, груженные вагонетки на нижней приемной площадке вкатываются в клеть, выталкивая из нее порожние вагонетки, и поднимаются по стволу до верхней приемной площадки в надшахтном здании, где груженные вагонетки выкатываются из клетки, а порожние вагонетки вкатываются в нее. Затем процесс обмена вагонеток на приемных площадках повторяется.

В подъемных установках, оборудованных скипами, груженные вагонетки разгружаются в околоствольном дворе при помощи опрокидывателя в загрузочное устройство, откуда уголь загружается в скипы. Затем скипы поднимаются по стволу на поверхность и в надшахтном здании автоматически разгружаются в разгрузочное устройство. Скипы так же, как и клетки, движутся в стволе по направляющим проводникам.

Околоствольные сооружения наклонной скиповой подъемной установки состоят из камеры опрокидывателя и загрузочного бункера с затвором. Скипы движутся по наклонному стволу, а на поверхности - по эстакаде или станку копра. На поверхности скип входит в разгрузочные кривые и разгружается в приемный бункер. Опорой наклонной эстакады служит металлическая ферма с укрепленными на ней направляющими шкивами. Подъемная машина находится в отдельном здании.

Целью проектирования подъёмных установок является выбор современного механического и электрического оборудования с учетом максимальной их экономичности и надёжности.

Основными исходными данными при проектировании подъёмной установки, являются:

- годовая производительность шахты или рудника - $A_{г}$, тыс/т;
- глубина шахты или рудника - $H_{ш}$, м;
- характеристика груза (уголь, руда, порода, материалы, люди).

Для проектирования главных и вспомогательных установок необходимо знать тип и ёмкость вагонеток, предусмотренных для подземного транспорта, ежедневное количество

подземных рабочих, объёмы транспортных операций по спуску-подъёму оборудования и материалов.

Проектирование подъёмной установки производится в следующем порядке:

- 1) выбирают тип подъёмных сосудов и определяют необходимую продолжительность их движения;
- 2) выбирают способ уравнивания подъёмной системы;
- 3) рассчитывают и выбирают по стандарту подъёмный канат;
- 4) определяют основные размеры барабана и выбирают орган навивки;
- 5) выбирают тип копра, определяют его высоту и составляют схему расположения подъёмной машины относительно ствола;
- 6) рассчитывают кинематику подъёма, выбирают подъёмную машину, строят диаграммы $u=(t)$ и $a=(t)$ и определяют фактическую продолжительность цикла подъёма;
- 7) определяют приведенную массу движущих частей и производят расчёт динамики подъёма с построением диаграммы $F=(t)$;
- 8) строят диаграмму мощности на валу органа навивки, подбирают тип привода, определяют необходимую мощность двигателя, выбирают подъёмный двигатель по каталогу и проверяют его по перегрузке;
- 9) выбирают схему коммутации, необходимую аппаратуру управления и защиты, схему и аппаратуру сигнализации;
- 10) рассчитывают и составляют суточный баланс времени работы подъёмной установки;
- 11) составляют смету на оборудование подъёмной установки и рассчитывают технико-экономические показатели спроектированной установки (удельные расходы электроэнергии на один подъём, на 1 т груза, на 1 т/км подъёма, КПД подъёмной установки и машины, годовой расход энергии и затраты на 1 т поднимаемого груза).

4.2.4 Расчёт скиповой подъёмной установки

А) Расчёт и выбор ёмкости подъёмного сосуда

Приступая к выбору подъёмных сосудов, следует иметь в виду, что ёмкость подъёмного сосуда Q_r является одним из существенных факторов, определяющих режим работы подъёмной установки.

Оптимальная ёмкость подъёмного сосуда выбирается в зависимости от годовой производительности и глубины шахты.

Нормы проектирования горных предприятий предписывают:

- продолжительность подъёма определять с учётом всего количества выдаваемой горной массы;
- продолжительность работы подъёма - $B=340$ рабочих дней в году 18 часов в сутки;
- коэффициент резерва и неравномерности подъёма $C=1,1$ для последнего горизонта.

Для шахт, имеющих большую концентрацию горных работ $C=1,15$. Определение рациональной грузоподъёмности сосуда производится по ряду формул, предположенных профессором Г.М. Еланчиком. Для двухсосудного подъёма:

$$Q_r = \frac{4\sqrt{H_{ш}} + \theta}{3600} A_q$$

для однососудного подъёма:

$$Q_r = \frac{4\sqrt{H_{ш}} + \theta}{3600} 2A_q$$

Где, $H_{ш}$ – максимальная глубина шахты, $H_{ш}=490$ м;

A_q - часовая производительность, $A_q = 32,6$ тн/час;

$\theta = 8$ сек, пауза между подъёмами.

Продолжительность паузы между подъёмами зависит от грузоподъёмности сосуда, способов автоматизации и механизации процессов, загрузки и разгрузки $\theta = 8$ сек (из

таблицы).

$$Q_r = \frac{4\sqrt{490} + 8}{3600} \times 2 \times 32,6 = 1,75 \text{ тн.}$$

По данным формулам определяется рациональная грузоподъемность скипа и округляется до ближайшего стандартного значения.

Проектом выбирается одноканатный скип типа 1УСО2.00.00.000 $Q_r = 2,0 \text{ м}^3$ или 3400 кг, $m_n = 2645 \text{ кг}$.

Противовесом для скипа будет служить грузолюдская клеть 61НВ 1,45.200.000, $Q_k = 1100 \text{ кг}$, вместимость 7 чел., грузоподъемность 1500 кг.

Ствол шах. «Главная» имеет два отделения клеть-клеть. При реконструкции ствола одно отделение выделяется под скип и деревянные проводники заменяются на рельсовые Р38.

Б) Выбор и проверка запаса прочности подъемного каната

Подъемный канат рассчитывается по статистическому напряжению. Действие остальных нагрузок учитывается принимаемым по требованиям безопасности (ПОПБ) запасом прочности каната.

Статистическое напряжение подъемного каната состоит из веса скипа с рудой (или веса скипа) и массы каната длиной от копрового шкива до подъемного сосуда, находящегося на приемной площади нижнего горизонта.

Подъемный канат рассчитывается по статистическому напряжению. Действие остальных нагрузок учитывается принимаемым по требованиям безопасности (ПОПБ) запасом прочности каната.

Статистическое напряжение подъемного каната состоит из веса клетки с груженой вагонеткой и прицепным устройством (или веса скипа) и массы каната длиной от копрового шкива до подъемного сосуда, находящегося на приемной площади нижнего горизонта.

Статистическая нагрузка на подъемный канат в верхнем сечении у копрового шкива равна:

$$Q_n + Q_m + p H_k = \frac{\sigma_b}{m} S_k, \text{ МПа.}$$

Где, Q_n и Q_m - масса поднимаемого за один раз соответственно полезного и мертвого грузов, $Q_n = 2645$ и $Q_m = 3400 \text{ кг}$;

p - масса одного погонного метра подъемного каната, кг.

H_k - расстояние от нижней приемной площадки до оси верхнего копрового шкива, $H_k = 490 \text{ м}$; m - запас прочности подъемного каната, принимаемый по ПБ.

S_k - площадь поперечного сечения проволок каната, см^2 .

σ_b - расчетный предел прочности проволоки каната при растяжении, условно $\sigma_b = 1770 \cdot 10^6 \text{ кг/см}^2$.

Площадь поперечного сечения каната $S_k = K \cdot P$, где K - коэффициент для определения массы каната по площади поперечного сечения.

Линейная масса каната:

$$P = S_k \rho \beta, \text{ кг/п.м.}$$

Где, p - плотность стали, из которой изготовлен канат, кг/м^3 ;

β - коэффициент свивки, зависящий от конструкции прядей и каната.

Соответственно:

$$S_k = \frac{P}{\rho_0}, \text{ мм}^2.$$

Где, $\rho \beta$ - условная плотность каната: для круглопрядных канатов двойной свивки - 9400 кг/м^3 ; для трехграннопрядных - 9200 кг/м^3 .

На основаниях вышеприведенных формул определяем линейную массу каната

$$P = \frac{Q_k}{\frac{\sigma_B}{g \cdot \rho_0} - \mu_k H_k}, \text{ кг/п.м.}$$

Где, $Q_k = Q_n + Q_c$ - концевая нагрузка на канат, $Q_k = 2645 + 3400 = 6045 \text{ кг}$;
 m - запас прочности каната по ППБ, $m=8$.
 $\mu_k = 1,15 - 1,25$.

$$P = \frac{6045}{\frac{1770 \cdot 10^6}{9,81 \times 8 \times 9400} - 1,25 \times 490} = 3,38 \text{ кг/п. м.}$$

Проектом выбирается канат **ГОСТ-7668-80** двойной свивки, $\varnothing=31,0 \text{ мм}$, расчетная площадь сечения проволок **369,97 мм²**, масса **3,655 кг/м**, суммарное разрывное усилие всех проволок, при маркировочной группе 1770 Н/мм², $\sigma_B=652500 \text{ Н/мм}^2$.

Проверяем по фактическому запасу прочности:

$$m_p = \frac{Q_{\text{раз}}}{Q_n + Q_m + p H_k} \geq m.$$

Где, $Q_{\text{раз}}$ - суммарное разрывное усилие всех проволок в канате, кг;

p - масса одного погонного метра подъёмного каната, кг.

H_k - расстояние от нижней приёмной площадки до оси верхнего копрового шкива,

м.

m - запас прочности подъёмного каната, принимаемый по ПОПБ, $m=8$.

$Q_n + Q_m$ - концевая нагрузка на канат, кг, масса скипа и руды в нем.

$$m_p = \frac{652500}{(6045 + 3,655 \times 490) \times 9,81} = 8,49 \geq 8.$$

В) Расчёт и выбор подъёмной машины

Так как на месторождении «Аксакал» смонтирована подъёмная машина МПП-9, проектом предусматривается использовать ее для дальнейшего подъема руды с нижних горизонтов. Параметры МПП-9: допустимая скорость подъема $v = 7 \text{ м/с}$, $D_6=2500 \text{ мм}$, масса $m=112 \text{ тн.}$ (без электрооборудования), максимальное натяжение каната $Q_{\text{кан}} = 88,2 \text{ кН}$ или 9 тн. , высота подъема $H=1070 \text{ м.}$

Орган навивки цилиндрических подъёмных машин выбирается по его основным параметрам: диаметру барабана и ширине барабана.

Для барабанов подъёмных машин, установленных на поверхности земли, диаметр барабана равен:

$$D_6 \geq 80 d_k, \text{ мм.}$$

Где, d_k - диаметр каната.

$$D_6 \geq 80 \times 31 = 2480 \text{ мм.}$$

При работе подъёмной машины необходимо проверить, подходят ли данные типы машин по максимальной статистической нагрузке и разности статистических натяжений.

Максимальное статистическое натяжение каната:

$$T_{\text{ст.р.}} = (Q_n + Q_m + p H_k) \geq T_{\text{ст.мах.}}$$

$$T_{\text{ст.р.}} = (6045 + 3,655 \times 490) = 7836 \leq 9000.$$

Г) Расчёт кинематики подъёмных систем

Графическое изображение изменения скорости подъёмных сосудов в зависимости от времени называется *диаграммой скорости подъёма*. Данными для определения элементов диаграммы скорости являются расчётная продолжительность движения подъёмных сосудов T_p (с); путь (высота) подъёма H - расстояние от нижней до верхней приёмной площадки, м; ускорение a_i согласно ПОПБ при спуске и подъёме людей принимается не

более 1 м/с^2 ; для грузовых подъёмов величина ускорения определяется проектом; замедление α_3 не должно превышать $0,75 \text{ м/с}^2$.

Трёхпериодные диаграммы скорости и ускорения применяются при клетьевом подъёме.

Максимальная скорость подъёма.

Путь, пройденный сосуда́ми за время одной подъёмной операции, складывается из путей h_1 , h_2 , h_3 , пройденных сосуда́ми соответственно за время ускоренного t_1 , равномерного t_2 и замедленного t_3 движения, т.е.

$$H = h_1 + h_2 + h_3, \text{ м.}$$

По данным о подъёмных машинах определяют фактическую максимальную скорость $v_{\max}=7 \text{ м/с}$ подъёмных сосуда́в, причём для обеспечения заданной производительности необходимо соблюдать условия, чтобы $v_{\max} > v_{p.m.}$ где, $v_{p.m.}$ - расчетная максимальная скорость.

1. Продолжительность (с) и путь (м) ускоренного движения:

$$t_1 = \frac{v_{\max}}{\alpha_1}, \text{ с}$$

$$t_1 = \frac{7}{0,75} = 9,33 \text{ с.}$$

$$h_1 = \frac{v_{\max} t_1}{2}, \text{ м.}$$

$$h_1 = \frac{7 \times 9,33}{2} = 32,66 \text{ м.}$$

То же, замедленного движения:

$$t_3 = \frac{v_{\max}}{\alpha_3}, \text{ с.}$$

$$t_3 = \frac{7}{0,75} = 9,33 \text{ с.}$$

$$h_3 = \frac{v_{\max} t_3}{2}, \text{ м.}$$

$$h_3 = \frac{7 \times 9,33}{2} = 32,66 \text{ м.}$$

Путь h_2 и продолжительность t_2 равномерного движения:

$$h_2 = H - h_1 - h_3, \text{ м.}$$

$$h_2 = 490 - 32,66 - 32,66 = 424,68 \text{ м.}$$

$$t_2 = \frac{h_2}{v_{\max}}, \text{ с.}$$

$$t_2 = \frac{424,68}{7} = 60,66 \text{ с.}$$

Продолжительность движения подъёмных сосуда́в (с)

$$T_0 = t_1 + t_2 + t_3, \text{ с.}$$

$$T_0 = 9,33 + 60,66 + 9,33 = 79,32 \text{ с.}$$

С другой стороны, если в формулу подставить значения t_1 и t_2 и t_3 :

$$T_0 = \frac{H}{v_{\max}} + \frac{v_{\max}}{2} \left(\frac{1}{\alpha_1} + \frac{1}{\alpha_3} \right), \text{ с.}$$

$$T_0 = \frac{490}{7} + \frac{7}{2} \left(\frac{1}{0,75} + \frac{1}{0,75} \right) = 79,33 \text{ с.}$$

Время на паузы погрузки и разгрузки скипа принимаем условно 60 сек. Таким образом определяем продолжительность цикла на один подъём:

$$T_{\text{ц}} = (79,33 \times 2) + 60 = 218,66 \text{ с.}$$

Часовая производительность:

$$T = 3600 / 218,66 = 16,46 \sim 16 \text{ циклов в час.}$$

При работе подъема 18 часов в сутки и 340 дней в году, годовая производительность составляет:

$$Q_2 = 16 \times 18 \times 340 \times 3,4 = 332 \, 928 \text{ тн в год.}$$

С учетом коэффициента неравномерности и резерва $K=1,15$, производительность подъема:

$$Q_2 = 332 \, 928 / 1,1 = 302 \, 661 \text{ тн в год.}$$

На данный момент подъемная установка вертикального ствола рудника «Аксакал» имеет одноканатные, двух или одноклетьевые с противовесом подъемные установки, которые предназначены:

- ствола шх. «Главная» - для спуска-подъема людей, материалов, оборудования, а также для запасного выхода с механизированным подъемом;

На стволе шх. «Главная» установлена подъемная машина МПП-9.

Подъемная установка обслуживает цилиндрические подъемные машины диаметром барабана 4 м с одноступенчатыми редукторами и приводом. Подъемная машина размещаются в отдельно стоящем здании на поверхности размером в плане 18 х 24 м с колебанием внутренней температуры в пределах $+(5 \div 35)^\circ\text{C}$. Для механизации ремонтных работ в зданиях запроектирован мостовой ручной кран грузоподъемностью 8 т и длиной пролета 16,5 м.

Обслуживаются подъемные установки машинистом подъема, для нормальной работы которых в зданиях имеются специальные кабины с температурным режимом около $+18^\circ\text{C}$.

Таблица 46. Основные технические показатели подъемной машины МПП-9

№ п.п.	Наименование	Ед. изм.	Обозн-ние	Кол-во	Примечание
1	Подъемная машина МПП-9	Ед.	N	1	
2	Скорость подъема	м/с	v	7	
3	Высота подъема	м	H	1070	
4	Статическое натяжение каната	кН	T	88,2	
5	Габариты, длина	мм	L	14100	
6	ширина	мм	B	11600	
7	высота	мм	H	3560	
8	Масса	тн	M	112	
9	Диаметр барабана	мм	D	2500	
10	Электродвигатель АК4-450Х-6УЗ	шт	N	1	
11	Мощность	кВт	N	630	
12	Частота вращения	Об/мин	N	985	
13	КПД		η	0,93	
14	Скип 1УСО2.00.00.000	шт	N	1	
15	Грузоподъемность	кг	Q	3400	
16	Вместимость	м ³	V	2,0	
17	Размеры в плане, длина	мм	L	1180	
18	ширина	мм	B	1150	
19	Габариты, длина	мм	L	5730	

№ п.п.	Наименование	Ед. изм.	Обозн- ние	Кол- во	Примечание
20	ширина	мм	B	1420	
21	высота	мм	H	1180	
22	Масса	кг	M	2645	
23	Канат стальной	П.м.	L	1200	
24	Диаметр	мм	d	31,0	
25	Масса	Кг/п. .м.	m	3,655	
26	Суммарное разрывное усилие	Н/м м ²	Q	65250 0	
27	Расчётный предел прочности проволоки каната при растяжении	Кг/с м	σ_b	1770 * 10 ⁶	
28	Время Подъема на один цикл	с	T	218,66	
29	Годовая производительность	Тыс. тн	Q	302,6	

4.3. Надшахтные здания и копры.

Исходя из заданной производительности рудника предусматривается углубка ствола шах. «Главная» до гор. 0,00 м (490) и монтаж скипового подъема. Для этой цели необходимо разработать рабочий проект (рабочую документацию).

Для удобства эксплуатации площадки устанавливается подвесной электрический кран грузоподъемностью 5 т. Из приемных бункеров руда грузится на самосвалы и транспортируется в бункер обогатительной фабрики.

Для предотвращения несчастных случаев на обеих площадках устанавливаются стволовые предохранительные двери. Все оборудования подъемного скипового комплекса комплектуются электроприводами, работающими в полуавтоматическом режиме или управляемыми дистанционно оператором со специального пульта. Для оператора обменного комплекса запроектированы специальные кабины с температурным режимом около +18⁰С.

Технологическая последовательность механизмов скипов работают во взаимосвязи с работой подъемной установки, контролируется соответствующими блокировочными устройствами и приборами.

Для предотвращения смерзания руды в приемных бункерах их нижняя часть утепляется.

Надшахтные здания ствола шах. «Главная» будут построены с учетом установки необходимого технологического оборудования и размещения резервной клетки, электроаппаратуры и кабины оператора-стволового. Монорельс с ручной талью в надшахтных зданиях служит для механизации операции при замене клеток. Здание не отапливается, для предотвращения обмерзания устья стволов в зимнее время в надшахтном здании подается теплый воздух из стволов.

Копры металлические, станочного типа высотой до 23,0 м с технологическими площадками для размещения шкивов, амортизаторов и различной электроаппаратуры. Все площадки копра связаны лестницей, расположенной внутри копра. Для замены направляющих шкивов на копрах имеются монорельсы для подвески ручных талей и монтажная лебедка, установленная на земле возле ствола.

4.4. Околоствольные дворы.

С целью обеспечения необходимой производительности подъемной установки, транспортировки и для механизированной разгрузки руды на руд дворе концентрационных горизонтов будут пройдены центральные рудоспуски и оборудован необходимым

комплексом. Околоствольный двор принят кольцевой формы со сквозным движением самосвалов. Технологическая последовательность работы механизмов околоствольных дворов по взаимосвязи с работой подъемной установки контролируется соответствующими устройствами и приборами.

На сопряжениях ствола шх. «Главная» с горизонтами + 370 м (120), +290 м (200), +210 м (280), +130 м (360), +50 м (440) и 0,00 (490) проходятся руддворы и используются как разгрузочные узлы и камеры ожидания. В перечисленных сопряжениях устанавливаются ствольные предохранительные двери.

Согласно плану ликвидации аварий (ПЛА) и обеспечения реверсирования струи воздуха на околоствольных дворах предусматриваются вентиляционные двери. Места их установки указываются в ПЛА.

4.5. Ремонтная служба.

Безаварийная работа горно-шахтного оборудования зависит от правильно организованной ремонтной службы. Техническая эксплуатация шахтного оборудования представляет собой комплекс технических и организационных мероприятий, обеспечивающих работоспособность данного оборудования и его исправное состояние, то есть состояние, при котором оно соответствует требованиям, установленным нормативно-технической документацией. Техническая эксплуатация включает в себя техническое обслуживание оборудования, техническое обеспечение безопасности работ и разные виды ремонтов. Техническая политика в области технического обслуживания и ремонта определена Положением о планово-предупредительной системе технического обслуживания и ремонта оборудования ППР. Положением о ППР устанавливаются виды и регламенты технического обслуживания и плановых ремонтов, номенклатура основной нормативно-технической документации, необходимые для планирования ремонтные нормативы, принципы организации технического обслуживания и плановых ремонтов, смазочного хозяйства, учета и движения оборудования, методы учета и контроля за соблюдением действующих правил и норм по техническому обслуживанию, ремонту и эксплуатации оборудования. Все оборудование рудника закрепляется за определенными лицами эксплуатационного, обслуживающего и ремонтного персонала, которые несут ответственность за его техническое состояние. Ответственность за состояние и организацию ППР возлагается на главных механиков рудника и комбината.

Наличие стационарного и отдельного нетранспортабельного оборудования, применяемого на подземном руднике, требует производить ремонтный осмотр и различные виды ремонтов на месте работы горно-механического оборудования, как на поверхности, так и в подземных условиях.

Применительно к подземному руднику «Аксакал» ремонтная служба может иметь следующую структуру:

- ежесменное и межремонтное обслуживание и мелкий ремонт выполняется обслуживающим и ремонтным персоналом рудника на месте использования горного оборудования;
- различные виды текущего ремонта и полугодовые наладки выполняются ремонтным персоналом подземного рудника на месте использования (стационарного) оборудования или в камере ремонта самоходного оборудования (РСО гор. +310 м);
- капитальный ремонт и годовые наладки технологического и электрического оборудования выполняются специализированными ремонтными бригадами рудника, комбината или подрядных организаций на месте работы оборудования (стационарного), в ЦРММ или на специализированных рудоремонтных заводах.

Метод ремонта применяется агрегатно-узловой, с заменой отдельных деталей и узлов в специально отведенном месте вблизи места работы машин или на месте установки стационарных механизмов. Для обслуживания и ремонта переносного, передвижного и другого оборудования в проекте предусматриваются специальные здания на поверхности и

подземные камеры различного назначения. Так различные виды ремонта, переносного, передвижного оборудования, заточка коронок и инструмента, заправка и закалка буровых штанг, изготовление металлоконструкций и запасных частей производится в ЦРММ комбината.

Профилактический и межремонтный осмотры различного оборудования (бурового, вспомогательного и др.), используемого на горных работах, осуществляется в реммехпункте на поверхности.

В КРСО и реммехпунктах можно производить сборку-разборку оборудования, резку, опиловку, нарезку резьбы, сверление отверстий, сварку, заточку инструмента и контрольные измерения; грузоподъемные механизмы обеспечивают механизацию трудоемких сборочно-разборочных операций.

Все работы по обслуживанию и ремонту оборудования должны выполняться в строгом соответствии с графиком ППР при тщательном его соблюдении.

4.6. Складское хозяйство.

Для длительного хранения резервного оборудования, различных материалов, электротехнических изделий и запчастей предусмотрено складское хозяйство комбината и рудника.

Имеются склады необходимые для ликвидации возможной аварий в шахте:

- на поверхности – материальный склад, склад противопожарных материалов и склад оборудования;
- под землей – склад противопожарных материалов, расходный склад ВМ и инструментальная кладовая. Объем материалов, хранящихся на складах противопожарных материалов, должен соответствовать ПОПБ;
- склад ВМ на гор. +370 м (120) емкостью 2 т;
- склад противопожарных материалов – сооружается на каждом горизонте и подэтаже;
- инструментальная кладовая – предназначена для временного хранения инструментов, коронок, штанг, перфораторов, шлангов, кабелей и др., сооружается на каждом горизонте и подэтаже в виде небольшой камеры.

Складские работы механизированы различными механизмами авто и электропогрузчиками, электрическими и ручными кранами, таями и ручными тележками различной грузоподъемности. На подземном складе ВМ электропогрузчик применяется во взрывобезопасном исполнении. Штучные предметы и запчасти большого веса, приборы и т. п. принимаются и выдается кладовщиком.

4.7. Механизация горных, вспомогательных, ремонтных и погрузо-разгрузочных работ.

Выданным техническим заданием предусмотрено заменить на проходческих и очистных работах переносное технологическое оборудование на мобильное и более производительное самоходное оборудование (СХО) с параметрами, соответствующими горнотехническим условиям месторождения «Аксакал».

К основному технологическому оборудованию проектом отнесены самоходные буровые установки (СБУ) и погрузо-доставочные машины (ПДМ). Кроме этого, так же отнесены и автосамосвалы МТ-2010.

Ниже представлены самоходные буровые установки (СБУ), рекомендуемые для работы в условиях рудника «Аксакал», по результатам анализа каталогов-справочников, информационных изданий и проспектов ведущих фирм-изготовителей СХО, отчетные документы от использования СХО на подземных рудниках.

Для бурения на проходке рекомендовано СБУ Rocket Boomer T-1D фирмы Atlas Copco. Это установка оснащена компьютерным управлением, дающим возможность оптимизировать процесс бурения за счет более точной разметки забоя, автоматизации наведения бурильной машины на шпур и т. д.

Бурение на проходческих и очистных работах выполняется с применением водо-воздушной смеси.

Для проходки восстающих проектом рекомендовано применение проходческого комплекса КПВ-4А и «Алимак».

Таблица 47. Технические характеристики СБУ

Наименование параметров		Ед. изм.	Проходческие работы
			Rocket Boomer 282
Бурение	диаметр	мм	43
	глубина	м	3,41
	механическая скорость	м/мин.	2,1
Транспортная скорость		км/ч.	12
Модель	податчик	мод.	2хBMN 2800
	перфоратор	мод.	2COP 1238
	дизель (Deutz)	мод.	F5L912W
Мощность	Перфоратора	кВт	15
	Дизеля	кВт	55
	Эл/привода г/системы	кВт	2х55
Габариты	длина	мм	11820
	высота	мм	3002
	ширина	мм	1970
	масса	кг	17500
Внутренний радиус поворота		мм	3000
Наружный радиус поворота		мм	5200

При выборе доставочного самоходного оборудования критерием служили следующие факторы:

- требования к габаритным размерам ПДМ;
- ограничения по количеству подаваемого свежего воздуха;
- наличие имеющего на руднике самоходного оборудования.

По этим факторам, при прочих равных условиях, предпочтение было отдано ПДМ с минимальными габаритными размерами и меньшей мощностью двигателя внутреннего сгорания в соединении с высокой производительностью.

Таблица 48. Технические характеристики ПДМ ST-7 и автосамосвала МТ -2010

Наименование параметров		Ед.изм.	Модель ПДМ, фирма-изготовитель	
			ST-7	MT -2010
Грузоподъемность		Т	3,5	10,0
Объем ковша/кузова		м3	1,5	6,5
База		мм	2540	н/д
Скорость по гор.		Км/ч	9,3-24	до 20,0
Вид энергии		ДВС	ДВС	ДВС
Мощность		л.с.	84 л.с.	94 л.с.
габариты	длина	мм	6970	7250
	высота	мм	1840	2150
	ширина	мм	1480	1900
Клиренс		мм	260	н/д
Масса		кг	8700	9000
Высота разгрузки		мм	3800	3800
Вн.-нар. поворот		мм	2500/4700	3600/6100
Рекомендуемое сечение выработок		МХМ		3,5х3,0
Область применения			на блоковых выработках	на транспорт-ке г.м.

При проходке подготовительных и нарезных выработок для бурения шпуров применяются самоходная буровая установка (СБУ) Rocket Boomer- T-1D и перфораторы на пневмоподдержках типа ПП – 63В, телескопные ПТ – 48.

Для проветривания выработок при проходке служат вентиляторы местного проветривания типа СВМ-8.

Уборку взорванной горной массы и доставку ее осуществляют с помощью погрузо-доставочных машин (ПДМ) Scooptram ST- 7.

Рудный массив разбуривается станками пневмоударного бурения комплекса «Алимак». Зарядание шпуров производится пневмозарядчиками «ЗП-2», зарядание скважин производится смесительно-зарядными машинами «Ульба-МИ».

Транспортировка руды и породы по транспортным выработкам осуществляется на добычных горизонтах с помощью самосвала МТ -2010.

Наиболее трудоемкими вспомогательными работами на руднике являются ремонтные работы, монтаж оборудования, доставка в горные работы оборудования и материалов и различные погрузочно-разгрузочные операции.

В проекте для механизации этих работ применено серийное современное горно-шахтное оборудование зарубежного производства (Atlas Copco, Sandvik и др.). Так в поверхностных сооружениях, помещениях, складах и подземных камерах для механизации монтажно-демонтажных, складских и других вспомогательных работ применены ручные и электрические краны, тали, лебедки, тележки, погрузчики и т.п.

В шахту оборудование и материалы доставляются на специальных платформах, контейнерах, загружаемых погрузчиками или кранами на поверхности. Грузенные тары и платформы подвозятся к НТС, а по рабочему горизонту (подэтажу) к месту ведения горных работ доставляются СХО. В надшахтном здании и околоствольных дворах обмен платформ в клетки механизуется комплексом механизмов околоствольного двора.

Крупногабаритные материалы и оборудования спускаются на рабочие горизонты по НТС с помощью самоходных тягачей или самосвалов.

Доставка ВМ к подземному складу и к месту ведения горных работ осуществляется в специальных платформах, а непосредственно к очистным и проходческим забоям зарядными установками или специальными сумками.

Монтажно-ремонтные работы в горных выработках выполняются следующим оборудованием:

- уборка горных выработок, монтаж и ремонт коммуникаций – ковшовым погрузчиком ST- 7; применение погрузчика ST- 7 позволит сократить количество рабочих на тяжелых работах по очистке водоотливных канавок и горных выработок, сократить травматизм на подземном транспорте, поддержать нормальное санитарно-гигиеническое состояние выработок.

Принятое оборудование для механизации вспомогательных, монтажных, демонтажных, ремонтных и погрузочно-разгрузочных работ позволяет сократить тяжелый ручной труд, улучшить условия и безопасность труда.

4.8. Автоматизация.

С целью увеличения производительности горно-шахтного оборудования и повышения надежности его работы рекомендуется различные виды управления технологическими процессами и горно-механическими установками:

Автоматический – вентиляторная установка главного проветривания и водоотливные установки.

Автоматический – скиповой подъем руды.

Автоматический – водоотливные и насосные установки.

Полуавтоматический – лифтовые подъемные установки, комплект механизмов установки в надшахтном здании и околоствольных дворах ВЛВ.

Дистанционный – управление вибропитателей у погрузунков и опрокидывателей, буровое оборудование и различные вспомогательные механизмы.

№ n/n	Наименование	2029	2030	2031	Итого
1	ПДМ Scooptram ST- 7	2	-	-	2
2	Автосамосвал МТ -2010	2	5	-	7
3	СБУ Boomer-T-1D	1	1	-	2
5	Перфоратор ручной с пневмоподдержкой ПП-63В	2	2	2	16
6	Перфоратор телескопный ПТ-48 А	1	1	1	8
7	Вентилятор местного проветривания ВМЭ-8	3	8	8	19
8	Центробежные насосы ЦНС 180-340	2	2	-	4
9	Центробежные насосы ЦНС 60-250	8	8	-	16
10	Насос для откачки воды с забоя НПВМ-1	2	-	-	2
11	Проходческий комплекс КПВ-4А	-	1	-	1
12	Проходческий комплекс «Алимак»	1	-	2	3
13	Зарядчик ЗП-2 или «Ульба»	1	1	4	6
14	Вентиляторы местного проветривания СВМ-6	1	1	7	9
15	Вентилятор главного проветривания ВО-21К	-	-	1	1
16	Калорифер 3200 кВт	-	-	1	1
17	Компрессор Q≥80	-	-	1	1
18	Передвижной компрессор XAMS 407Cd	1	-	-	1
19	Скип 1УСО2.00.00.000.	-	-	1	1
20	Paus Minca-18A	-	-	1	1
21	Трансформаторная подстанция ТМ- 100/6/0,4	-	1	-	1
22	Трансформаторная подстанция ТСВП - 100/6/0,4	-	1	-	1
23	Трансформаторная подстанция ТСВП - 160/6/0,4	-	-	-	1
24	Трансформаторная подстанция ТСВП- 630/6/0,4	1	-	-	1
25	Трансформаторная подстанция ТСВП- 1000/6/0,4	-	-	1	1
26	Трансформатор осветительный	2	2	2	6
27	Лебедка скреперная ЛС-17, ЛС-30	1	1	4	6
28	Таль электрическая Q-5 тн, Н-12 м	1	2	-	3
29	Таль ручная Q-1,5 тн, Н-2 м	1	1	1	3
30	Сварочный аппарат ШАЭ-500 У5	1	1	2	4
31	АТС для связи и сигнализации	-	2	-	2

4.9. Антикоррозийная защита.

Производственная эстетика.

Серийное изготавливаемое горно-шахтное оборудование поступит на рудник с соответствующим антикоррозийным покрытием. В процессе эксплуатации оборудования защитные слои (окраска) нарушаются и для предотвращения коррозии на них необходимо повторно наносить защитное покрытие. В шахтных условиях, кроме оборудования и инструментов, окрашенных заводами, применяются различные металлоконструкции, шахтная армировка, нестандартизированное оборудование, трубопроводы и арматура. Для предохранения от коррозии поверхность таких изделий также покрывается масляно-лаковыми красками или специальным покрытием при этом, перед нанесением защитных красок, покрываемые поверхности подлежат тщательной подготовке в соответствии с ТУ применяемых покрытий. Покрытия должны быть водонепроницаемые, хорошо прилипать к основе, сохранять стабильность в условиях коррозионной среды (химическая стойкость), не размягчаться, не стекать, не оказывать коррозионного действия на металл, обладать механической прочностью и быть экономичными.

По воздействию на металлические изделия окружающая среда подземного рудника в соответствии со СНиП 2.03.11-85 относится к средне агрессивной. В этом случае для защиты от коррозии применяются лакокрасочные материалы 2,3 и 9 группы: перхлорвиниловые, на сополимерах винилхлорида, полиуретановые, эпоксидные и полистрольные. Для трубопроводов, на которых невозможна конденсация влаги (воздухопровод) возможно применение густотертых масляных красок по железному сурику на олифе «аксоль» или грунтовкам. Более-подробно информация приводится в СНиП 2.03.11-85, стр. 40.

В окраске оборудования должны преобладать светлые, приятные для глаза тона и яркие, бросающиеся в глаза предупреждения. При этом необходимо руководствоваться ГОСТ 12.4.026-76 «Света сигнальные и звуки безопасности». ГОСТ 14202-69 «Трубопроводы промышленных предприятий (опознавательная окраска)» и СНиП 181-70 «Указания по проектированию цветовой отделки интерьеров производственных зданий промышленных предприятий».

Для условий месторождения «Аксакал» рекомендуются в окраске оборудования и трубопроводов использовать следующие тона: перфораторы, вентиляторы местного проветривания – желтый; погрузмашины; водопровод, трубы водоотлива – зеленый; трубопровод сжатого воздуха – синий (голубой); предохранительные решетки, двери, противопожарный трубопровод, предупреждающие надписи – красный; стволовая армировка – черный цвет.

Опознавательную окраску трубопроводов допускается выполнять сплошной по всей поверхности коммуникаций или отдельными участками, наносимыми на основную краску.

Производственная эстетика оказывает существенное влияние на производительность и культуру труда, сокращает производственный травматизм и улучшает качество продукции. Поэтому необходимо соблюдать чистоту в действующих горных выработках, в поверхностных зданиях и сооружениях, т. е. на любом рабочем месте. Все сооружения рудника, включая и подземные (околоствольные дворы, камеры и основные выработки), должны быть хорошо побелены, окрашены, освещены и прибраны. Не допускается загромождения проездов и проходов, резервное оборудование должно храниться в специально отведенном месте.

5. ЭКОЛОГИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ ПЛАНА ГОРНЫХ РАБОТ

5.1 Оценка воздействия планируемой деятельности на окружающую среду

5.1.1 Применение специальных методов разработки месторождений в целях сохранения целостности земель с учетом технической, технологической, экологической и экономической целесообразности.

На всех стадиях недропользования, включая прогнозирование, планирование, проектирование, в приоритетном порядке должны соблюдаться экологические требования, предусмотренные экологическим законодательством Республики Казахстан.

Основными требованиями по охране недр и окружающей среды при проведении операций по недропользованию являются:

- сохранение земной поверхности за счет применения специальных методов разработки месторождений;
- предотвращение техногенного опустынивания земель;
- сокращение территорий нарушаемых и отчуждаемых земель путем опережающего до начала операций по недропользованию строительства автомобильных дорог по рациональной схеме, согласованной с органами охраны природы, а также внедрения кустового способа строительства скважин, применения технологий с внутренним террикообразованием, использования отходов добычи и переработки минерального сырья;
- предотвращение ветровой эрозии почвы, терриконов вскрышных пород и отходов производства, их окисления и самовозгорания;
- изоляция поглощающих и пресноводных горизонтов для исключения их загрязнения;
- изоляция поглощающих и пресноводных горизонтов для исключения их загрязнения;
- применение нетоксичных реагентов при приготовлении промывочных жидкостей;
- очистка и повторное использование буровых растворов;
- ликвидация остатков буровых и горюче - смазочных материалов в окружающей среде экологически безопасным способом;
- очистка и повторное использование нефтепромысловых стоков в системе поддержания внутрискважинного давления нефтяных месторождений;
- предотвращение выбросов загрязняющих веществ в атмосферный воздух;
- ликвидация последствий нанесенного ущерба окружающей среде по проекту ликвидации (консервации) месторождения, утвержденному в порядке, установленном законодательством Республики Казахстан.

Разработка месторождения Аксакал будет вестись в соответствии с основами законодательства Республики Казахстан о недрах требующими:

- обеспечение полного и комплексного геологического изучения недр;
- максимальное извлечение из недр и рациональное использование запасов основных и совместно с ними залегающих полезных ископаемых и содержащихся в них компонентов;
- предотвращение необоснованной самовольной застройки площадей залегания полезных ископаемых.

Одной из важнейших задач службы является контроль за полнотой выемки запасов и снижение потерь полезного ископаемого.

Для снижения потерь предусматриваются следующие мероприятия:

- систематически осуществлять геолого-маркшейдерский контроль за правильностью отработки месторождения;
- регулярные маркшейдерские замеры и контроль качества руды, систематическое позабойное и товарное опробование руды по разработанным схемам.

Принятый в проекте вариант разработки позволяет провести выемку руды с минимально возможными показателями потерь и разубоживания.

Земледелие в районе не планируется. Животный и растительный мир скуден.

Уникальных, редких и особо ценных дикорастущих растений, и природных растительных и животных сообществ, требующих охраны, в районе месторождения не встречено.

В районе хозяйственной деятельности действующих рудников исторических и культурных памятников, подлежащих охране, не имеется.

Геолого-маркшейдерское обеспечение горных работ осуществляется геологической и маркшейдерской службами рудника. В соответствии с требованиями «Единых правил по рациональному и комплексному использованию недр при разведке и добыче полезных ископаемых» основными задачами геологической и маркшейдерской служб являются:

1. Оперативно-производственное обеспечение рудника всеми видами геологических и маркшейдерских работ на стадии разработки месторождения.

2. Контроль за полнотой отработки месторождения, ведением горных работ в соответствии с проектами, учет и приемка всех видов горных работ.

3. Участие в планировании горных работ.

4. Учет эксплуатационных запасов по степени подготовленности и их активности, расчет плановых потерь и разубоживания, контроль и учет фактического состояния потерь и разубоживания.

5. Потери и разубоживания определяются прямым методом. Учет потерь по видам их образования ведется в паспортах по выемочным единицам и отражается на маркшейдерских планах масштаба 1:500. Суммарный учет потерь по руднику ведется в книге учета эксплуатационных потерь.

6. Осуществление контроля за охраной сооружений от вредного влияния подземных разработок.

7. Ведение своевременного пополнения всей исходной и производственной геолого-маркшейдерской документации (журналы документации горных выработок, буровых скважин и очистных камер, планы, разрезы, профили, паспорта отработки, крепление, геологические колонки скважин, журналы опробования и т.д.)

8. Ведение учета состояния и движения запасов, потерь и разубоживания как первичного, так и сводного учета, и ежегодного баланса

5.2 Предотвращение техногенного опустынивания земель

Опустынивание является глобальной экологической и социально-экономической проблемой. Опустынивание приводит к потере биологической продуктивности земель.

Разработка будет сопровождаться усилением антропогенных нагрузок на природные комплексы территории, что может вызвать негативные изменения в экологическом состоянии почв и снижение их ресурсного потенциала. Степень проявления негативных процессов на почвы будет определяться, прежде всего, характером антропогенных нагрузок и буферной устойчивостью почв к тому или иному виду нагрузок.

Негативное потенциальное воздействие на почвы при освоении месторождения может проявляться в виде:

- изъятия земель из существующего хозяйственного оборота;
- механических нарушений почв при ведении работ;
- усиления дорожной дигрессии;
- стимулирования развития процессов дефляции;
- загрязнения отходами производства.

За пределами СЗЗ влияние выбросов загрязняющих веществ на атмосферный воздух (и соответственно почвы) резко ограничивается.

В процессе ведения горно-капитальных работ будут образовываться отходы производства в виде пустых (вмещающих) пород.

Принятый проектом подземный способ разработки месторождения приведет к некоторому изменению естественного ландшафта. После отработки месторождения,

ликвидации рудника и выполнения рекультивационных работ естественный ландшафт частично будет восстановлен. Восстановление нарушенных земель в полном объеме начнется после завершения отработки всех запасов месторождений.

Отдельным проектом предусматривается план ликвидации, который содержит описание мероприятий по выводу из эксплуатации рудника и других производственных и инфраструктурных объектов, расположенных на участке добычи, по рекультивации земель, нарушенных в результате проведения операций по добыче, мероприятий по проведению постепенных работ по ликвидации и рекультивации, иных работ по ликвидации последствий операций по добыче, а также расчет приблизительной стоимости таких мероприятий по ликвидации. При этом планом предусматриваются этапы технической и биологической рекультивации.

5.3 Применение предупредительных мер от проявлений опасных техногенных процессов при разработке месторождения Аксакал

Главными факторами изменения природной среды являются техногенные процессы, которые формируются в процессе ведения горных работ на руднике.

Они влияют на все компоненты окружающей среды и характеризуется разнообразием состава загрязняющих веществ.

Основными источниками образования загрязняющих веществ будут являться подземные горные работы (очистные и проходческие) при разработке запасов месторождения Аксакал, а также погрузочно-разгрузочные работы на породном терриконе, взрывные работы в очистных (добычных) забоях и работы основного технологического и вспомогательного оборудования, бурение шпуров и скважин буровыми установками, взрывание горной массы, погрузка и транспортирование руды и породы.

Неорганизованным источникам выбросов ЗВ будет являться породный террикон.

Для сокращения выбросов загрязняющих веществ в атмосферу проектом предусматривается выполнение комплекса мер по снижению запыленности и загазованности рудничной атмосферы при подземной разработке месторождения:

- бурение шпуров и скважин с промывкой водой;
- применение электровзрывания шпуровых зарядов;
- применение средств пылегазоподавления при проведении взрывных работ;
- орошение водой отбитой руды и породы;
- полив водой транспортных уклонов и откаточных штреков;
- использование эжекторов - туманообразователей на проходческих работах;
- обеспечение подачи в шахту и на рабочие места требуемого количества воздуха для проветривания;
- оснащение подземной дизельной самоходной техники нейтрализаторами выхлопных газов;
- своевременное проведение планово-предупредительных ремонтов и профилактики технологического оборудования;
- применение новейшего отечественного и импортного оборудования, с учетом взрыво- и пожаробезопасности, токсичности продуктов.

Для защиты поверхностных и подземных вод от загрязнения проектом предусматривается:

- соблюдение правил ведения буровых и горных работ, соблюдение правил оборудования скважин, тампонаж неиспользуемых выработок;
- соблюдать технологические параметры основного производства и обеспечение нормальной эксплуатации сооружений, с целью предупреждения аварийной ситуации;
- исключить проливы ГСМ, при образовании своевременная ликвидация, с целью предотвращения загрязнения и дальнейшей миграции;
- сбор и хранение сточных вод в специально отведенных местах и емкостях, исключающих попадание сточных вод в поток подземных вод;

-вывоз емкостей со сточными водами на очистные сооружения на участке вспомогательных услуг;

-проводить мониторинговые работы на месторождении, и визуальными наблюдениями с практическим подтверждением (в специально аккредитованных химических лабораториях) за влиянием и изменением водных ресурсов в местах ведения горных и вспомогательных работ. А также оценкой фоновое состояние и техногенного изменения в процессе производственной деятельности;

-устройство дренажных каналов вдоль дамбы существующего пруда-испарителя для перехвата фильтрационных вод в целях предотвращения загрязнения прилегающих почв местности.

Для защиты почв от загрязнения, охраны растительного и животного мира проектом предусматривается:

-благоустройство территории промплощадки рудника асфальтированными проездами, устройство площадок для стоянок автотранспорта, озеленение деревьями, кустарниками и газонами территории свободной от застроек и проездов;

-снятие плодородного слоя почвы (мощностью в среднем 0,2 м) под магистральными и внутриплощадочными инженерными коммуникациями (автодороги, инженерные сети).

5.4 Охрана недр от обводнения, пожаров и других стихийных факторов, осложняющих эксплуатацию и разработку месторождения

Наиболее характерными авариями на подземных рудниках являются неконтролируемые массовые обрушения налегающих пород, суфлярные выделения газа, затопления горных выработок, пожары, преждевременные взрывы ВВ (взрывчатых веществ), обрывы канатов подъемных сосудов и др.

Горно-геологические и гидрогеологических условия, принятые системы разработки и организация взрывных работ при подземной разработке месторождения Аксакал, предусматриваемые проектом меры противопожарной защиты исключают возможность возникновения аварийных ситуаций.

В случае возникновения отдельных аварий в шахте очаги их будут локализовываться, преимущественно, в пределах подземных горных выработок, вследствие чего влияние их на окружающую среду будет незначительным. При аварийных ситуациях в шахте залповых выбросов не ожидается.

Возможные нештатные (аварийные) ситуации на промплощадке (на дневной поверхности) рудника и необходимые мероприятия для их предотвращения приведены в таблице 49.

Таблица 49. Возможные нештатные (аварийные) ситуации на промплощадке (на дневной поверхности) рудника и необходимые мероприятия для их предотвращения.

Нештатная (аварийная) ситуация	Причина возникновения	Последствия ситуации	Мероприятия по предотвращению нештатных ситуаций
Разлив нефтепродуктов на складе тарного хранения масел	Нарушение целостности емкостей (бочек)	Загрязнение почв, атмосферного воздуха, пожар	а) Постоянный контроль за целостностью (емкостей) бочек; б) устройство поддонов; в) средства пожаротушения
Пожар на объектах поверхности	Не соблюдение правил пожарной безопасности	Локальное и временное загрязнение	Применение запроектированных средств пожаротушения

		атмосферного воздуха	
Порыв трубопровода (канала) шахтных вод	Истирание стенок труб, внешние причины	Излив рудничных вод на территорию вдоль трассы	Обследование трубопровода (канала), своевременный ремонт
Остановка работы насосной станции	Внешние причины	Переполнение дренажных коллекторов и приемного резервуара	Предусмотреть 2 независимых источника электропитания, резервирование насосов
Порыв канализационны х труб	Длительный срок эксплуатации и коррозия труб, гидравлический удар	Нарушение санитарных норм в связи со сбросом неочищенных сточных вод	Проведение замены вышедших из строя участка трубопроводов

Вмещающие породы и руды характеризуются низкой водонасыщенностью.

Вмещающие породы проектируемого участка месторождения не склонны к эндогенному возгоранию.

Ввиду отсутствия сгораемых видов крепи протяженных выработок очистного пространства, применяемые системы разработки являются не пожароопасными.

В очистных забоях и горных выработках опасность в пожарном отношении представляют энергосиловые коммуникации, электрооборудование и самоходное дизельное оборудование.

В выработках рабочих горизонтов прокладываются водопроводные магистрали для промышленных нужд, которые используются также для тушения.

На предприятии разработан План реагирования на аварийные ситуации, оперативная часть которого будет включать порядок действий персонала в период возникновения аварийных ситуаций, схему оповещения персонала, руководства компании и подрядных организаций, порядок обращения в местные органы власти.

В целом мероприятия по ликвидации аварии должны сводиться к следующему:

- остановка работ;
- оповещение руководства участка работ;
- ликвидация аварийной ситуации в соответствии с Планом реагирования;
- ликвидация причин аварии;
- восстановление участка работ до рабочих условий, сбор и утилизация образовавшихся отходов.

5.5 Предотвращение загрязнения недр, при подземном хранении веществ и материалов, захоронении вредных веществ и отходов при разработке месторождения Аксакал

Захоронение вредных веществ и отходов при разработке месторождения Аксакал не предусмотрено.

Отходы, образующиеся при ремонтных работах поднимаются на поверхность и утилизируются на спец. организации согласно договору.

5.6 Обеспечение экологических и санитарно-эпидемиологических требований при складировании и размещении отходов

Этап эксплуатации проектируемого рудника будет сопровождаться образованием, накоплением и удалением отходов производства и потребления.

В соответствии с Экологическим кодексом РК физические и юридические лица, в процессе хозяйственной деятельности которых образуются отходы, обязаны предусмотреть меры безопасного обращения с ними, соблюдать экологические и санитарно-эпидемиологические требования и выполнять мероприятия по их утилизации, обезвреживанию и безопасному удалению.

Основополагающими принципами политики в области управления отходами производства и потребления будут являться:

- ответственность за обеспечение охраны компонентов окружающей среды (воздух, подземные воды, почва) от загрязнения отходами производства и потребления;
- максимально возможное сокращение образования отходов производства и потребления и экологически безопасное обращение с ними;
- организация работ, исходя из возможности повторного использования, утилизации, регенерации, очистки или экологически приемлемому удалению отходов производства и потребления;
- сокращение негативного воздействия на окружающую среду за счет использования технологий и оборудования, позволяющих уменьшить образование отходов.

Целью политики обращения с отходами является:

- разработка и реализация комплекса мер, направленных на совершенствование системы управления обращением с отходами;
- соблюдения в процессе производственной и иной деятельности технологических нормативов образования отходов и их размещения;
- развитие системы сбора, утилизации, переработки отходов, являющихся вторичными материальными ресурсами.

Для обеспечения основополагающих принципов необходимо решение следующих задач:

- обеспечение надежной и безаварийной работы технологического оборудования, транспорта и спецтехники;
- сбор отходов только организованными бригадами с соблюдением всех необходимых мер предосторожности;
- разделение отходов по классам опасности и временное хранение в специальных, сборниках и других емкостях, оснащенных плотно закрывающимися крышками и с соответствующим обозначением класса опасности отхода (огнеопасные, взрывчатые, ядовитые и пр.) согласно требованиям, установленным в спецификации материалов по классификации;
- размещение сборников на специально отведенных огороженных площадках, имеющих твердое покрытие (асфальт, бетон), с целью исключения попадания загрязняющих веществ в почво-грунты и затем в подземные воды;
- транспортировка опасных отходов в соответствии со статьей 294 Экологического кодекса Республики Казахстан (№400-VI от 2 января 2021 г. с изм. на 10.06.2024 г.) при следующих условиях:
- порядок транспортировки опасных видов отходов на транспортных средствах, требования к погрузочно-разгрузочным работам, упаковке, маркировке опасных отходов и требования обеспечению экологической и пожарной безопасности должны определяться государственными стандартами, правилами и нормативами, действующими в РК.

5.7 Сокращение территорий нарушаемых и отчуждаемых земель путем опережающего до начала работ строительства автомобильных дорог по рациональной схеме, а также использования других методов, включая кустовой способ строительства скважин, применение технологий с внутренним террикообразовани^{ем}, использование отходов добычи и переработки минерального сырья

Породы от горнопроходческих работ предусматривается использовать при строительстве дорог и при подготовке территории промплощадки в качестве балласта, тем самым снижая объемы размещения породы на поверхности.

Развитие транспортной схемы предприятия будет осуществляться по мере вскрытия новых горизонтов и продвижения фронта работ.

5.8 Предотвращение ветровой эрозии почвы, терриконов вскрышных пород и отходов производства, их окисления и самовозгорания

Добыча полезных ископаемых и ряд других видов хозяйственной деятельности обычно сопровождаются изъятием земель, преимущественно из сельскохозяйственного пользования, их нарушением, загрязнением и снижением продуктивности прилегающих территорий. Для уменьшения негативных последствий этих процессов должен осуществляться комплекс мер по охране окружающей среды, оздоровлению местности и рациональному использованию земельных ресурсов.

С целью предотвращения ветровой эрозии почвы, терриконов вскрышных пород и отходов производства проектом предусматриваются комплекс следующих мер:

- снятие ПРС со всех нарушаемых строительством участков земель;
- пылеподавление внутриплощадочных дорог;
- орошение водой отбитой руды и породы;
- проведение технической и биологической рекультивации нарушенных земель, после полной отработки месторождения.

Проведения рекультивационных работ предусматривается отдельным проектом.

Так же согласно Санитарным правилам "Санитарно-эпидемиологические требования по установлению санитарно-защитной зоны производственных объектов" проектом предусматривается озеленение СЗЗ - не менее 40 % ее территории с обязательной организацией полосы древесно-кустарниковых насаждений со стороны жилой застройки. При невозможности выполнения указанного удельного веса озеленения площади СЗЗ допускается озеленение свободных от застройки территорий.

Вмещающие породы проектируемого участка месторождения не склонны к эндогенному возгоранию.

5.9 Очистка и повторное использование буровых растворов

Операции по недропользованию являются экологически опасными видами хозяйственной деятельности и должны выполняться при соблюдении следующих требований:

-конструкции скважин и горных выработок в части надежности, технологичности и экологической безопасности должны обеспечивать условия охраны недр и окружающей среды;

-при бурении и других операциях по недропользованию с применением установок с дизель-генераторным и дизельным приводом выпуск неочищенных выхлопных газов в атмосферу с таких установок должен соответствовать их техническим характеристикам и экологическим требованиям;

-в случаях строительства скважин на особо охраняемых природных территориях необходимо применять только без амбарную технологию;

-при операциях по недропользованию должны проводиться работы по утилизации шламов и нейтрализации отработанного бурового раствора, буровых, карьерных и шахтных сточных вод для повторного использования в процессе бурения, возврата в окружающую среду в соответствии с установленными требованиями;

-после окончания операций по недропользованию и демонтажа оборудования проводятся работы по восстановлению (рекультивации) земельного участка в соответствии с проектными решениями.

Нормирование качества атмосферного воздуха в период хозяйственной деятельности предприятия должно обеспечиваться существующими нормативами предельно допустимых выбросов (ПДВ) вредных веществ в атмосферу, устанавливаемых для каждого источника отдельно.

На месторождении Аксакал для приготовления буровых растворов используются тонкодисперсные, пластические глины с минимальным содержанием песка, способные образовывать с водой вязкую, долго не оседающую суспензию.

Согласно техническим условиям (ТУ У 39-688-81) основным показателем качества глинистого сырья и глинопоорошков, предназначенных для приготовления буровых растворов, является выход раствора — количество кубометров раствора (взвеси) заданной вязкости, получаемого из 1 т глинистого сырья. Кроме того, регламентируются плотность раствора и содержание песка.

Буровые растворы при буровых операциях рециркулирует по следующему циклу:

- буровой раствор замешивается и хранится в специальных ёмкостях;
- буровой насос перекачивает буровой раствор из ёмкости через колонну бурильных труб в скважину;

- буровой раствор по трубам доходит до забоя скважины, где буровое долото разбивает породу.

Затем буровой раствор начинает возвращаться на поверхность, вынося при этом частицы породы (шлам), которые были отделены долотом.

Буровой раствор поднимается по затрубю — пространству между стенками скважины и бурильной трубой.

На поверхности буровой раствор проходит через линию возврата — трубу, которая ведёт к вибрационному сити.

Сито состоит из ряда вибрирующих металлических решеток, которые используются для отделения раствора от шлама. Раствор протекает через решетку и возвращается в отстойник (зумпф).

Частицы шлама попадают в жёлоб для удаления. Перед выбросом они могут быть очищены, исходя из экологических соображений.

Таким образом, буровой раствор повторно используется при бурении. Твердые частицы оседают в зумпфе, что является подготовительными работами технической рекультивации.

5.10 Ликвидация остатков буровых и горюче-смазочных материалов экологически безопасным способом

Согласно классификации, буровые и горюче-смазочные материалы классифицируются и относятся к отходам с индексом А (АС030 янтарный).

Юридические лица или зарегистрированные в качестве индивидуального предпринимателя физические лица, в результате деятельности которых образуются отработанные масла (далее – собственники отходов) обязаны обеспечивать безопасное обращение с отходами в соответствии с требованиями СТ РК 3129-2018 Ресурсосбережение. Отходы. Масла смазочные отработанные. Требования к сбору, хранению, транспортировке, приему и переработке.

Порядок обращения с отработанными маслами у собственников отходов, состоит из следующих этапов:

- обустройство мест временного хранения отработанных масел;
- раздельный сбор отработанных масел как по группам, так и видам;
- временное хранение отработанных масел;
- передача для транспортировки отработанных масел в пункт сбора или в специализированное предприятие;

Первичный сбор отработанных масел собственниками отходов должен осуществляться в герметичные емкости. При хранении отработанных масел в герметичных емкостях (контейнерах) необходимо обеспечивать плотное закрытие крышек, с целью исключения случаев загрязнения отработанными маслами окружающей среды. При хранении отработанных масел должны быть соблюдены требования пожарной безопасности по ГОСТ 12.1.004.

При сливе отработанного масла из рабочих систем исключать случаи их разлива.

Емкости (контейнеры) для сбора и временного хранения отработанных масел могут находиться в производственном помещении (зоне) или за их пределами. При нахождении емкостей (контейнеров) с отработанным маслом на прилегающей территории площадка должна иметь покрытие, препятствующее попаданию масла в почву.

Транспортировка и передача отработанных масел оформляются актом приема-передачи, накладной или иным документом, содержащим следующую информацию:

- а) наименование сдатчика;
- б) вид отработанного масла;
- в) количество (массу/объем);
- г) дату и место погрузки (число, месяц, год);
- д) наименование грузоперевозчика;
- е) сведения о месте разгрузки (пункт сбора отработанных масел и/или специализированное предприятие, осуществляющее переработку (регенерацию) отработанных масел).

Отработанные масла принимаются на пунктах сбора и/или в специализированных предприятиях на основании договора. При сдаче масса принимаемых отработанных масел определяется прямым или косвенным методом в соответствии с ГОСТ Р 8.595, за вычетом массовых долей воды и механических примесей, указываемых в протоколе испытаний.

6. ПРОМЫШЛЕННАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ И ОХРАНА ТРУДА ПЛАНА ГОРНЫХ РАБОТ

В соответствии с Законом Республики Казахстан "О гражданской защите" организации, имеющие опасные производственные объекты и (или) привлекаемые к работам на них предприятие обязаны:

- применять технологии, технические устройства, материалы, допущенные к применению на территории Республики Казахстан;
- организовывать и осуществлять производственный контроль за соблюдением правил обеспечения промышленной безопасности;
- проводить обследование и диагностирование производственных зданий, технологических сооружений;
- проводить технические освидетельствования технических устройств, применяемых на опасных производственных объектах;
- проводить экспертизу технических устройств, отработавших нормативный срок службы, для определения возможного срока их дальнейшей безопасной эксплуатации;
- допускать к работе на опасных производственных объектах должностных лиц и работников, соответствующих установленным правилам промышленной безопасности;
- принимать меры по предотвращению проникновения на опасные производственные объекты посторонних лиц;
- проводить анализ причин возникновения аварий, инцидентов, осуществлять мероприятия, направленные на предупреждение и ликвидацию вредного воздействия опасных производственных факторов и их последствий;
- незамедлительно информировать территориальное подразделение уполномоченного органа в области промышленной безопасности, местные исполнительные органы, население, попадающее в расчетную зону распространения чрезвычайной ситуации, и работников об авариях и возникновении опасных производственных факторов;
- вести учет аварий, инцидентов;
- предусматривать затраты на обеспечение промышленной безопасности при разработке планов финансово-экономической деятельности опасного производственного объекта;
- предоставлять в территориальные подразделения уполномоченного органа в области промышленной безопасности информацию о травматизме и инцидентах;
- обеспечивать государственного инспектора при нахождении на опасном производственном объекте средствами индивидуальной защиты, приборами безопасности;
- обеспечивать своевременное обновление технических устройств, отработавших свой нормативный срок службы;
- декларировать промышленную безопасность опасных производственных объектов, определенных настоящим Законом;
- обеспечивать укомплектованность штата работников опасного производственного объекта в соответствии с требованиями, установленными законодательством Республики Казахстан;
- обеспечивать подготовку, переподготовку и проверку знаний специалистов, работников в области промышленной безопасности;
- заключать с профессиональными аварийно-спасательными службами и формированиями договоры на обслуживание в соответствии с законодательством Республики Казахстан или создавать объектовые профессиональные аварийно-спасательные службы и формирования для обслуживания опасных производственных объектов этих организаций;

- письменно извещать территориальное подразделение уполномоченного органа в области промышленной безопасности о намечающихся перевозках опасных веществ не менее чем за три календарных дня до их осуществления;
- осуществлять постановку на учет, снятие с учета в территориальном подразделении уполномоченного органа в области промышленной безопасности опасных производственных объектов;
- согласовывать проектную документацию на строительство, расширение, реконструкцию, модернизацию, консервацию и ликвидацию опасного производственного объекта в соответствии с настоящим Законом и законодательством Республики Казахстан об архитектурной, градостроительной и строительной деятельности;
- при вводе в эксплуатацию опасного производственного объекта проводить приемочные испытания, технические освидетельствования с участием государственного инспектора;
- поддерживать в готовности объектовые профессиональные аварийно-спасательные службы и формирования с обеспечением комплектации, необходимой техникой, оборудованием, средствами страховки и индивидуальной защиты для проведения аварийно-спасательных работ;
- планировать и осуществлять мероприятия по локализации и ликвидации возможных аварий и их последствий на опасных производственных объектах;
- иметь резервы материальных и финансовых ресурсов на проведение работ в соответствии с планом ликвидации аварий;
- создавать системы мониторинга, связи и поддержки действий в случае возникновения аварии, инцидента на опасных производственных объектах и обеспечивать их устойчивое функционирование;
- осуществлять обучение работников действиям в случае аварии, инцидента на опасных производственных объектах;
- создавать и поддерживать в постоянной готовности локальные системы оповещения.

6.1 Промышленная безопасность и санитария

6.1.1 Общие требования

Все горные работы на месторождении Аксакал должны вестись на основании проектной документации на строительство, расширение, реконструкцию, модернизацию, консервацию и ликвидацию опасного производственного объекта далее проекта «план горных работ»;

На производственном участке ведущие горные и геологоразведочные работы, необходимо разработать положение о производственном контроле, технологические регламенты, план ликвидации аварий и система управление охраной труда (СУОТ);

ПЛА составляется под руководством технического руководителя рудника, согласовывается с руководителем аварийной спасательной службы и утверждается руководителем организации;

В соответствии с законом РК «о гражданской защите» технические руководители, специалисты и работники, участвующие в технологическом процессе опасного производственного объекта, подлежат к подготовке и переподготовке по вопросам промышленной безопасности;

Подготовке подлежат:

- должностные лица, ответственные за безопасное производство работ на опасных производственных объектах, а также работники, выполняющие работы на них, - ежегодно с предварительным обучением по десятичасовой программе;

- технические руководители, специалисты и инженерно-технические работники - один раз в три года с предварительным обучением по сорокачасовой программе.

Переподготовке подлежат, с предварительным обучением по десятичасовой программе в следующих случаях:

- при введении в действие нормативных правовых актов Республики Казахстан в сфере гражданской защиты, устанавливающих правила промышленной безопасности, или при внесении изменений и (или) дополнений в нормативные правовые акты Республики Казахстан в сфере гражданской защиты, устанавливающие правила промышленной безопасности;

- при назначении на должность или переводе на другую работу, если новые обязанности требуют от руководителя или специалиста дополнительных знаний по безопасности;

- при нарушении правил промышленной безопасности;

- при вводе в эксплуатацию нового оборудования или внедрении новых технологических процессов;

- по требованию уполномоченного органа в области промышленной безопасности или его территориальных подразделений при установлении ими недостаточных знаний правилами промышленной безопасности.

5. Отклонения от проектной документации в процессе строительства, эксплуатации объекта подземных горных работ не допускаются;

6. Перевозка людей в саморазгружающихся вагонах, кузовах автосамосвалов, грузовых вагонетках канатных дорог и транспортных средствах, не предназначенных для этой цели, не допускается;

7. Не допускается пребывание в шахте лиц, без специальной одежды, специальной обуви, индивидуальных средств защиты и защитных средств, предусмотренных к обязательному пользованию и применению в конкретных условиях ведения подземных горных работ;

8. На руднике организуется и осуществляется учет всех лиц, спустившихся в шахту и выехавших (вышедших) на поверхность, в порядке, утвержденном руководителем шахты;

9. Всем лицам, занятым на подземных работах и посещающим подземные работы, перед спуском в шахты, выдавать исправные, индивидуальные изолирующие самоспасатели;

10. Все вновь поступившие подземные рабочие ознакамливаются с главными и запасными выходами из шахты на поверхность путем непосредственного прохода от места работы по выработкам к запасным выходам в сопровождении лиц контроля;

11. Руководящие работники и специалисты шахты для обеспечения контроля за состоянием безопасности и правильным ведением горных работ систематически посещать шахту;

12. После каждого взрывания и проветривания забоя лицо производственного контроля, удостоверяется в безопасном состоянии забоя, кровли, боков выработки и крепи.

До возобновления работы принимает меры с учетом технологического регламента по созданию безопасных условий труда в забое;

6.1.2 Мероприятия по предупреждению чрезвычайных ситуаций и безопасному ведению подземных горных работ

Ведение горных работ будет осуществляться с соблюдением ПОПБ для ОПО ВГиГРР, для ВР.

Мероприятия, направленные по предупреждению аварий при ведении горных работ: горнопроходческие работы и очистную добычу предусмотрено вести с применением самоходного оборудования на всех технологических процессах;

вести постоянный контроль за состоянием кровли горных выработок, очистных выработок, своевременностью их оборки и крепления;

Мероприятия, обеспечивающие безопасную эксплуатацию самоходного оборудования:

- перед запуском двигателя на месте работы машины должна действовать вентиляция;
- в начале смены произвести осмотр шин, крепление колес, машины в целом, системы очистки выхлопных газов, затем запустить двигатель, включить фары, проверить тормоза, а у погрузочно-доставочных машин ковш должен быть опущен на почву;
- запрещается оборка кровли и установка штанговой крепи, а также зарядание и взрывание шпуров с ковша погрузочно-доставочных машин так как неисправная проводка может вызвать преждевременное взрывание детонаторов;
- перевозка людей по выработкам разрешается при наличии разработанных и утвержденных главным инженером рудника маршрутов с указанием времени, скорости движения и только в автобусах или автомобилях, специально оборудованных для перевозки людей;
- в случае остановки самоходного оборудования в наклонной выработке, вследствие технической неисправности, водитель должен принять меры, исключающие самопроизвольное движение машины, выключать двигатель, затормозить машину и подложить под колеса «башмаки»;
- запрещается запуск двигателя при использовании движения самоходного оборудования под уклон;

В выработках рабочих горизонтов прокладываются водопроводные магистрали для промышленных нужд, которые используются также для пожаротушения.

Для оперативности тушения пожаров, современной локализации и подавления очагов возгорания, горные выработки оборудуются противопожарными устройствами и оснащаются первичными средствами пожаротушения. В соответствии с ПОПБ, каждая самоходная машина на дизельном ходу должна быть снабжена углекислотным огнетушителем.

Для хранения противопожарных материалов на рабочих горизонтах предусмотрены склады противопожарных материалов.

В околоствольных дворах воздухоподающего ствола для ограничения возможности распространения огня по выработкам предусмотрены противопожарные двери, устье ствола перекрываются противопожарными лядами.

Для людей оповещения, в случае пожара предусмотреть мигающие световые сигнализации. Кроме того, использовать все предусмотренные виды диспетчерской связи. Телефонные аппараты устанавливаются околоствольных дворах, выработках рабочих горизонтов и во всех камерных выработках также на удаленных забоях.

Рабочие, занятые на подземных горных работах, управляющие подъёмными машинами, горнопроходческими оборудованием, подземными самоходными машинами, электровозом, работающие на стволах рабочих горизонтов и поверхности, вагонных депо, ремонтно-механических пунктах, обслуживающие стволы шахт и раздаточную камеру ВМ должны: иметь соответствующую квалификацию, прошедшими подготовку, переподготовку по вопросам промышленной безопасности, соответствующий профилю выполняемых работ; быть обучены безопасным приемам работы, знать сигналы аварийного оповещения, правила поведения при авариях, места расположения средств спасения и уметь пользоваться ими; иметь инструкции по безопасному ведению технологических процессов, безопасному обслуживанию и эксплуатации машин и механизмов; не реже, чем через каждые шесть месяцев проходить повторный инструктаж по безопасности труда и не реже одного раза в год – проверку знаний инструкций по профессиям, результаты которой оформляются протоколом с записью в журнал инструктажа и личную карточку рабочего.

При осмотре и текущем ремонте механизмов и подземных оборудования их приводы должны быть выключены, приняты меры, препятствующие их ошибочному или самопроизвольному включению, у пусковых устройств вывешены предупредительные плакаты: «Не включать - работают люди».

Работниками не допускается:

- эксплуатировать оборудование, механизмы, аппаратуру и инструмент при нагрузках (давлении, силе тока, напряжении и прочее), превышающих допустимые нормы по паспорту;
- применять не по назначению, использовать неисправные оборудование, механизмы, аппаратуру, инструмент, приспособления и средства защиты;
- оставлять без присмотра работающее оборудование, аппаратуру, требующие при эксплуатации постоянного присутствия обслуживающего персонала;
- производить работы при отсутствии или неисправности защитных ограждений;
- обслуживать оборудование и аппаратуру в не застегнутой спецодежде.

Во время работы механизмов не допускается:

- подниматься на работающие механизмы или выполнять, находясь на работающих механизмах, какие-либо работы;
- ремонтировать, закреплять какие-либо части, чистить, смазывать движущиеся части вручную или при помощи не предназначенных для этого приспособлений;
- тормозить движущиеся части механизмов, надевать, сбрасывать, натягивать или ослаблять ременные, клиноременные и цепные передачи, направлять канат или кабель на барабане лебедки при помощи ломов (ваг), и непосредственно руками;
- оставлять на ограждениях какие-либо предметы;
- снимать ограждения или их элементы до полной остановки движущихся частей;
- передвигаться по ограждениям или под ними;
- входить за ограждения, переходить через движущиеся не огражденные канаты или касаться их.

Инструменты с режущими кромками или лезвиями переносятся и перевозятся в защитных чехлах или сумках.

Ремонт горных машин ремонтно-техническом пункте проводить в сроки в соответствии с графиком планово-предупредительного ремонта, утверждаемым техническим руководителем рудника. На все виды ремонтов основного оборудования будут составлены технологические регламенты.

Опасные производственные объекты, ведущие подземные горные работы, оборудуются системами наблюдения, оповещения об авариях, позиционирования и поиска персонала, прямой телефонной и дублирующей ее альтернативной связью с АСС, обслуживающей объект.

Система наблюдения, оповещения об авариях, позиционирования и поиска персонала должна обеспечивать:

- передачу горным диспетчером одно из следующих сообщений: кодового, текстового или речевого в подземные выработки индивидуально каждому работнику, находящемуся в шахте независимо от его местоположения до, во время и после аварии;
- позиционирование персонала и техники, находящихся в шахте;
- обнаружение человека и определение его местоположения под завалом через слой горной массы с погрешностью не более 2 метров в течение 2 суток при проведении спасательных работ.

Объем передаваемой информации при оповещении должен быть достаточен для понимания персоналом характера аварии и возможных путей эвакуации.

Система наблюдения, оповещения об авариях, позиционирования и поиска персонала должна охватывать всю зону подземных горных выработок.

Система наблюдения, оповещения об авариях, позиционирования и поиска персонала проводится непрерывно посредством автоматизированной диспетчеризации

подземных горных работ и остается работоспособной до аварии, во время аварии и после ликвидации аварии.

6.1.3 Мероприятия по обеспечению промышленной безопасности при эксплуатации подъемных механизмов

Машинистами подъемных машин на руднике назначать с общим стажем работы на шахте не менее 1 года, прошедшие обязательное обучение, получившие соответствующее удостоверение, прошедшие 2-месячную стажировку и оформленные приказом АО «АК Алтыналмас».

При переходе машиниста подъемной машины на другую работу более 1 месяца, перед началом работы проводить стажировку, срок стажировки определить должностным ответственным лицом рудника отвечающим за грузоподъемные механизмы.

Машинисту, принимающий смену, перед началом работы проверять исправность машины. Производить спуск и подъем людей после предварительного перегона клетки вхолостую.

Результаты проверки подъемной машины машинист фиксирует в Журнале приемки и сдачи смен. Об о всех замеченных повреждениях сообщать руководителю отдела обслуживающие грузоподъемные механизмы.

В здание грузоподъемной машины предусмотреть кроме рабочего освещения, аварийное освещения независимое от общешахтной линий электропередачи.

В здание грузоподъемной машины посторонних лиц не допускать.

Ремонт, осмотр ствола ревизия, спуск и подъем людей/груза производить в соответствии технологическим регламентом утвержденным техническим руководителем рудника.

Об о всех запрещенных и ограниченных действиях в эксплуатации подъемной машины для спуска и подъема людей вывешивать объявление.

Перед машинистом на грузоподъемной машине, на околоствольных дворах поверхности и рабочих горизонтах вывешивать таблицу сигналов.

Каждый непонятный сигнал воспринимать ствольным и машинистом подъема как сигнал «стоп». Возобновления подъема или спуска допускается только после телефонного выяснения причины непонятного сигнала.

Разработать технологический регламент ответственным лицам по осмотру и ремонту подъемной машины.

Предусмотреть полную инструментальную проверку сторонней организацией имеющие соответствующие оборудования и приборы по проверке износа проводников а также подъемной установки, для металлических проводников через 1 года и деревянных через каждые 6 месяцев.

Ствол шахт оборудовать телефонной и громкоговорящей связью, обеспечивающей двухстороннюю связь поверхности и рабочим горизонтом.

На руднике назначить лица, обеспечивающие организацию подъема и спуска людей, грузов, исправное состояние и осмотр канатов, подъемных машин, стволов и клетки.

6.1.4 Мероприятия по обеспечению промышленной безопасности при эксплуатации электровозов, вагонеток

На прямолинейных участках горизонтальной выработки длиной более 500 метров максимальную скорость грузовых и порожних машин для перевозки людей допускается увеличивать до 40 километров в час с разрешения технического руководителя шахты.

При ручной подкатке откатчик толкает вагонетку впереди себя. Перемещать вагонетку на себя или сбоку не допускается.

Расстояние между вагонетками при ручной подкатке должно быть не менее 10 метров на путях с уклоном до 0,005 и не менее 30 метров на путях с большим уклоном.

Не допускается ручная подкатка вагонетки на расстоянии свыше 100 метров и уклонах более 0,01.

При откатке составами применять сцепки и прицепные устройства, не допускающие самопроизвольного расцепления вагонеток. Откатку несцепленных вагонов в составе не допускать.

Не допускать использовать вагонетки:

без смазки, с незакрытыми полостями для смазки и неисправными полускатками (расшатанные колеса, трещины на осях, глубокие выбоины на колесах);

2) с неисправными сцепками, серьгами и тяговыми частями;

3) с неисправными буферами и тормозами;

4) с неисправными днищами и шарнирами запорных механизмов у специальных вагонеток;

5) с выгнутыми наружу более чем на 50 миллиметров стенками кузовов вагонеток.

Вагонетки периодически в плановом порядке предусматривать плановые ревизии, смазке и ремонту, и обязательно вести запись в книгу с указанием номера вагонетки, даты и фамилии лица, проводившего ремонт, по форме, устанавливаемой техническим руководителем шахты.

Механические и ручные приводы стрелочных переводов откаточных путей устанавливать со стороны свободного прохода для людей на расстоянии от привода до кромки подвижного состава не менее 0,7 метров. Расстояние от привода до крепи обеспечивать удобство монтажа, осмотра и ремонта. При недостаточной ширине выработки приводы стрелочных переводов устанавливать в нишах.

В откаточных выработках рельсы укладывать на щебеночном или гравийном балласте, на подкладках и соединяются между собой накладками и болтами. Расстояние между осями шпал не более 700 миллиметров. Толщина балластного слоя под шпалами не менее 90 миллиметров.

На прямолинейных участках пути головки рельсов выдерживать на одном уровне. Отклонение (перекос) допускается не более 4 миллиметров. На криволинейных участках пути наружный рельс возвышается над внутренним на величину, установленную проектом, но не менее 15 миллиметров для колеи 900 миллиметров и не менее 10 миллиметров для колеи 600 миллиметров.

На криволинейных участках с радиусом закругления пути менее 20 метров между обеими рельсовыми нитками устанавливать металлические стяжки. Расстояние между стяжками не более 3 метров.

Не допускать эксплуатацию рельсов при износе головки по вертикали более 8 миллиметров для рельсов Р-18, 12 миллиметров для рельсов Р-24.

Не допускать эксплуатацию стрелочных переводов при:

1) сбитых, выкрошенных и изогнутых в поперечном и продольном направлениях или неплотно прилегающих к рамному рельсу и башмакам стрелочных перьев;

2) разъединенных стрелочных тягах;

3) замыкании стрелок с зазором более 4 миллиметров между прижатым острием пера и рамным рельсом;

4) отсутствии фиксации положения стрелочных переводов с помощью фиксаторов, устройств;

5) открытых канавах стрелочных переводов.

Для откатки контактными электровозами допускается применение постоянного тока напряжением не выше 600 Вольт.

Сечение медного контактного провода должно быть не менее 65 миллиметров.

Не допускается эксплуатация контактного провода, износ которого превысил 30 процентов, - для провода сечением 100 миллиметров и при износе более 20 процентов - для проводов сечением 65 и 85 миллиметров.

Высота подвески контактного провода должно быть не менее 1,8 метров от головки рельса. На посадочных и погрузочно-разгрузочных площадках, на участке рудоспуска в местах пересечения выработок, по которым передвигаются люди, высоту подвески оставлять не менее 2 метров.

Расстояние от контактного провода до навала руды или породы в вагоне предусмотреть не менее 200 миллиметров.

Контактный провод в околоствольном дворе на участке передвижения людей подвешивать на высоте не менее 2,2 метров, а в остальных выработках околоствольного двора - не менее 2 метров от уровня головки рельсов.

Подвеска контактного провода в подземных выработках производится эластично (на оттяжках). Расстояние между точками подвески контактного провода должно быть не более 5 метров на прямолинейных и 3 метров на криволинейных участках пути.

В местах, где требуется сохранение высоты подвески, контактный провод (пересечение с уклонами, переход через вентиляционные двери), подвешивается жестко.

Контактная сеть секционируется выключателями, расстояние между которыми не более 500 метров. Секционные выключатели устанавливаются на всех ответвлениях контактного провода.

Контактная сеть оборудуется устройствами или аппаратурой защиты от поражения людей электрическим током.

Контактные электровагоны оснащаются устройством для уменьшения искрообразования на токоприемнике. Контактный провод в местах опасных по условиям поражения током оснащается ограждением.

Контактный провод в местах погрузки и разгрузки материалов оборудования из вагонов, с платформ на период разгрузки (погрузки) отключается или ограждается способом, исключающим возможность прикосновения к нему людей в период погрузки (разгрузки), при подъеме на погрузочный полук.

Ремонт контактной сети производить по распоряжению со снятием напряжения и наложением заземления на данном участке сети.

В головной и хвостовой частях идущего поезда устанавливаются световые сигналы: на локомотиве - фары, а на последней вагонетке - светильник с красным светом. При передвижении локомотива без вагонеток светильник с красным светом устанавливается на задней части локомотива по ходу его движения.

В выработках, в которых подвешен контактный провод, через каждые 200 метров и на пересечениях их с другими выработками и закруглениями устанавливать светящиеся надписи «Берегись провода».

На закруглениях выработок устанавливать автоматически опережающие локомотив сигналы в виде надписей «Берегись локомотива».

Локомотив или отдельная вагонетка должна останавливаться, не доезжая 5 метров до стоящих на этом же пути локомотивов, вагонеток, погрузочных машин.

На рельсовых путях клетевых околоствольных дворов со стороны грузовой ветви и на нулевой площадке на поверхности со стороны порожняковой ветви обязательно устанавливать задерживающие стопоры.

На руднике, где производится откатка, на действующем горизонте оборудовать вагонные депо для осмотра и ремонта электровагона и вагонов.

Горизонтальные выработки, по которым производится откатка вагонеток, на всем протяжении предусмотреть уклон в сторону околоствольного двора не более 0,005.

Путь, путевые устройства, водоотливные каналы, стрелочные переводы, путевые сигналы, зазоры и проходы на горизонтальных откаточных выработках и уклонах, контактная сеть проверяются начальником участка или его заместителем не менее одного раза в месяц, дорожным мастером или назначенным лицом контроля участка внутришахтного транспорта не менее двух раз в месяц. Не реже одного раза в год производится проверка износа рельсов и контактного провода.

Во всех действующих выработках, где идет откатка электровоза и вагонов ежегодно производить нивелирование откаточных путей и проверка соответствия зазоров в соответствии Правилам. Результаты проверок заносятся в «Журнал осмотра крепи и состояния выработок»

Выпуск вагонеток и электровоза на линию производить после их осмотра лицом контроля.

Каждый вагон, электровоз, находящийся в эксплуатации, осматривается в следующие сроки:

- 1) ежесменно машинистом при приемке локомотива;
- 2) ежесуточно дежурным электрослесарем;
- 3) еженедельно механиком участка;
- 4) один раз в квартал начальником участка.

Результаты осмотров заносятся в журнал осмотра, по форме установленной техническим руководителем шахты.

6.1.5 Мероприятия по обеспечению промышленной безопасности при эксплуатации раздаточной камеры и транспортировке ВМ

В соответствии с ПОПБ для раздаточной камеры предусмотреть разработку паспорта.

ВВ и средства инициирования хранить в отдельных отгороженных друг от друга кирпичной либо бетонной стеной толщиной не менее 25 см. Оборудовать место для выдачи ВМ взрывникам. Устроить стеллажи, ящики для хранения ВМ и взрывных машин. Не допускать взрывные работы ближе 30 метров от раздаточной камеры. Обеспечить первичными средствами пожаротушения (огнетушители, ящики с песком, сосуды с водой).

Предусмотреть раздаточной камере автоматический охранной сигнализацией, с выходом на диспетчерскую. Оборудовать телефонной связью с прямым выходом с главным техническим руководителем и диспетчерской рудника.

Рабочее освещение раздаточной камеры ВМ осуществлять лампами напряжением до 220 вольт. В качестве аварийного освещения использовать шахтные лампы сухими батареями.

Места хранения ВМ раздаточной камере обеспечить вес измерительными оборудованием и рулетками.

Ежедневные выдачи взрывчатых материалов записывать в журнале учета прихода и расхода ВМ. Выдачу ВМ допускать строго наряд-путевкой на производство взрывных работ. Наряд-путевка подписывается лицом контроля.

Доставку ВМ к местам работ (забой, очистная камера) проводить обученным персоналом имеющие книжку взрывника. Средства инициирования и боевики переносить только взрывникам. ВВ и средства инициирования переносить и доставлять отдельно в сумках, кассетах заводской упаковке. При совместной доставке в сумках ВВ и средства инициирования переносить не более 12 кг ВМ.

Доставку ВМ на руднике допускается всеми видами и средствами шахтного транспорта, оборудованными для этих целей и находящимися в исправном состоянии.

Не допускается транспортирование ВМ по стволу шахты во время спуска и подъема людей. При погрузке, разгрузке, перемещении ВМ по стволу шахты в околоствольном дворе и надшахтном здании около ствола допускается присутствие только взрывника, раздатчика, нагружающих и разгружающих ВМ рабочих, рукоятчика, стволового и лица, сопровождающего доставку ВМ. Транспортирование ВМ по подземным выработкам осуществляется со скоростью не более 5 метров в секунду.

Перевозка ВВ контактными электровозами проводится в вагонетках, закрытых сплошной крышкой из несгораемых материалов.

Транспортные средства с ВМ спереди и сзади имеют световые опознавательные знаки, со значением которых ознакамливаются все работающие в шахте.

При перевозке ВМ по горным выработкам водители встречного транспорта и люди, проходящие по этим выработкам, останавливаются и пропускают транспортные средства с ВМ.

Водители транспортных средств и лица, связанные с перевозкой (доставкой) ВМ, проходят инструктаж по безопасному производству работ до начала перевозки.

Допускается доставка ВВ (кроме содержащих гексоген и нитроэфиры) в ковшах погрузочно-доставочных машин от раздаточной камеры хранения к местам взрывных работ после разработки мероприятий начальником отдела БВР, обеспечивающих безопасность перевозок.

6.1.6 Мероприятия по обеспечению промышленной безопасности при внезапных прорывах воды, выбросов газов и горных ударов

Риском внезапных прорывов воды могут являться талые воды и паводковые воды в результате осадков и снеготаяния сажных. Для таких обстоятельств предусмотреть следующие виды мероприятий.

При производстве начало горных работ руднику совместно с аварийно-спасательными службами определить участки горных работ где возможно проникновение прорывов воды.

Периодически контролировать осмотр и измерения проседания поверхности, провалов, выходов устьев выработок, контролировать наличие воды в провалах в пределах шахтного поля и непосредственной близости. Особый контроль проводить в период паводков.

При появлении в выработках признаков, свидетельствующих о потении забоя, значительное увеличение капежа при обнаружении опасности в выработки все работы приостанавливаются до проведения осмотра и мероприятий обеспечивающих безопасность работ.

На начало эксплуатации рудника участку пыле-вентиляционной службы совместно аварийно-спасательными службами предусмотреть замер все действующих забоев и выработок на выброс ядовитых газов. После проведения замера на ядовитых газов и получения результатов замера на руднике участку ПВС или ответственным отделом основываясь на полученные данные разработать мероприятия по предупреждению и прогнозированию выбросов газов.

6.1.7 Обеспечение промышленной безопасности на электроустановках

Техническая эксплуатация электроустановок на руднике может производиться по правилам, разработанным в отрасли. Отраслевые правила не должны противоречить «Правилам техники безопасности при эксплуатации электроустановок потребителей» Утверждённым приказом Министра энергетики Республики Казахстан от 19 марта 2015 года № 222 с изм. на 07.07.2021 г.

Электрические сети и электрооборудование должны отвечать требованиям действующих «Правил устройства электроустановок», «Правил технической эксплуатации электроустановок потребителей».

Лица ответственные за состояние электроустановок — это главный энергетик, инженерно-технические работники обязаны:

Обеспечить организацию и своевременное проведение профилактических осмотров и планово-предупредительных ремонтов электрооборудования, аппаратуры и электросетей, а также своевременное устранение нарушений «Правил технической эксплуатации электроустановок потребителей» и «Правил техники безопасности при эксплуатации электроустановок потребителей, которые могут привести к пожару и возгоранию.

Следить за правильностью выбора и применения кабелей, электропроводов, светильников и другого электрооборудования в зависимости от класса пожароопасности и взрывоопасности помещений и условий окружающей среды.

Систематически контролировать состояние аппаратов защиты от коротких замыканий, перегрузок, внутренних и атмосферных перенапряжений, а также других ненормальных режимов работы.

Следить за исправностью специальных установок и средств, предназначенных для ликвидации загораний и пожаров в электроустановках.

Проверка изоляции кабелей, проводов, надежности соединений, защитного заземления, должна производиться в сроки, установленные «Правилами технической эксплуатации электроустановок потребителей».

Все электроустановки должны быть защищены аппаратами защиты от токов короткого замыкания и других ненормальных режимов, которые могут привести к пожарам и загораниям.

Кабели должны располагаться на высоте, недоступной для повреждения транспортными средствами, при этом исключается возможность срыва кабеля с конструкции.

При эксплуатации электроустановок запрещается:

а) использовать кабели и провода с поврежденной изоляцией и изоляцией, потерявшей в процессе эксплуатации защитные электроизоляционные устройства;

б) оставлять под напряжением электрические провода и кабели с неизолированными концами;

в) пользоваться поврежденными розетками, ответвительными и соединительными коробами, рубильниками и другими электроустановочными изделиями.

Неисправности в электросетях и электроаппаратуре, которые могут вызвать искрение, короткое замыкание, сверхдопустимый нагрев горючей изоляции кабелей и проводов, должны немедленно устраняться дежурным персоналом: неисправную электросеть следует отключать до приведения ее в пожаробезопасное состояние.

Эксплуатацию электроустановок должен осуществлять специально подготовленный электротехнический персонал.

Электротехнический персонал предприятия подразделяется на:

административно-технический организующий и принимающий непосредственное участие в оперативных переключениях, ремонтных, монтажных и наладочных работах в электроустановках; этот персонал имеет право оперативного, ремонтного или оперативно-ремонтного;

оперативный персонал – осуществляет оперативное управление электрохозяйством предприятия, цеха, а также оперативное обслуживание электроустановок;

ремонтный персонал – выполняет все виды работ по ремонту, реконструкции и монтажу электрооборудования; к этой категории относится персонал специализированных служб (испыт. лабораторий, КМП и т. д.), в обязанности которого входит проведение испытаний, измерений, наладки и регулировки электроаппаратуры и т.д.;

оперативно-ремонтный персонал – ремонтный персонал небольших предприятий (цехов), специально обученный и подготовленный для выполнения оперативных работ на закрепленных за ним электроустановках.

До назначения на самостоятельную работу или при переходе на другую работу (должность), связанную с эксплуатацией электроустановок, а также при перерыве в работе в качестве электротехнического персонала свыше 1 года персонал обязан пройти производственное обучение на новом месте работы.

Персонал на новом месте работы должен пройти производственное обучение в необходимом для данной должности объеме:

"Правила и ПТБ при эксплуатации электроустановок потребителей";

"Правила технической эксплуатации электроустановок потребителей";

производственных (должностных и эксплуатационных) инструкций;

инструкций по охране труда;

дополнительных правил, нормативных и эксплуатационных документов, действующих на данном предприятии.

Обучение должно проводиться по утвержденной программе под руководством опытного работника из электротехнического персонала предприятия или вышестоящей организации, имеющие высшее электротехническое образование и большой опыт работы в данной отрасли работы.

По окончании производственного обучения обучаемый должен пройти в квалифицированной комиссии проверку знаний в предусмотренном объеме для данной должности, ему должна быть присвоена соответствующая группа (II-V) электробезопасности.

Периодическая проверка знаний персонала должна производиться в следующие сроки:

1 раз в год - для электротехнического персонала, непосредственно обслуживающего действующие электроустановки или проводящего в них наладочные, электромонтажные, ремонтные работы или профилактические испытания, а также для персонала, оформляющего распоряжения и организующего эти работы;

1 раз в 3 года – для ИТР электротехнического персонала, не относящегося к предыдущей группе, а также инженеров по технике безопасности, допущенных к инспектированию электроустановок.

Лица, допустившие нарушения настоящих Правил или правил техники безопасности, должны подвергаться внеочередной проверке знаний.

Проверку знаний правил должны проводить квалифицированные комиссии в составе не менее 3-х человек, для ИТР:

гл. инженером или руководителем предприятия;

инспектора "энергонадзора";

представителем отдела труда или комитета профсоюза предприятия.

Для остального персонала комиссии назначаются гл. инженер предприятия.

6.2 Медицинская помощь

Каждый работник должен быть обучен оказанию первой медицинской помощи, приемам транспортировки пострадавшего, знать место расположения и содержания аптечки, уметь пользоваться находящимися в аптечке средствами.

Аптечка со средствами оказания первой медицинской помощи находится на всех подземных самоходных машинах, подземных обслуживающих камерах, стационарных оборудованных.

К аптечке разрешен свободный доступ работника, оказывающего первую медицинскую помощь.

Для организации пункта первой медицинской помощи, предусмотрено на руднике медицинский пункт. Медицинское обеспечение рудника будет организовано на договорной основе со специализированной организацией оказывающие квалифицированную медицинскую помощь.

6.3 Пожарная безопасность

Согласно требованиям технического регламента «Общие требования к пожарной безопасности», утвержденным приказом Министра по чрезвычайным ситуациям Республики Казахстан от 17 августа 2021 года № 405 обеспечение пожарной безопасности и пожаротушения возлагается на руководителя предприятия.

Пожарную безопасность на промышленной площадке, участках работ и рабочих местах обеспечивают мероприятия в соответствии с требованиями "Правил пожарной безопасности" утвержденным Министром по чрезвычайным ситуациям Республики Казахстан от 21 февраля 2022 г. № 55, а также требованиям ГОСТ 12.00.004–76.

Хранение горюче-смазочных материалов производится в специально предназначенных для этих целей емкостях на складе ГСМ. Заправка оборудования ГСМ выполняется бензозаправщиком непосредственно на рабочих местах.

Каждый транспортный агрегат оснащается необходимым противопожарным инвентарем: лопатами, ведрами, огнетушителями, для хранения смазочных и обтирочных материалов закрытыми огнестойкими емкостями.

Для выполнения мер по ликвидации пожаров предусматривается поливательная машина на базе автомобиля КамАЗ, комплектуемая специальными насадками и шлангами и пожарная машина АЦ (Л)-1,6-40 (ГАЗ-3308)-2ВР.

6.4 Мероприятия по улучшению состава рудничной атмосферы, совершенствование технологии ведения горных работ и использование средств и индивидуальной защиты, направленных на предупреждение профессиональных заболеваний и производственного травматизма

При подземных горных работах источниками пылеобразования являются буровзрывные и погрузочно-разгрузочные работы, транспортирование руды по откаточным выработкам и уклонам, а также ранее осевшая пыль. Основным средством борьбы с пылью в условиях подземных рудников является вентиляция.

Все мероприятия, направленные на снижение запыленности воздуха в подземных горных выработках, предусматривают следующее:

- технические средства борьбы, включающие в себя вентиляцию как обще шахтную, так и местную; комплексное гидрообеспыливание; связывание и удаление осевшей пыли, а также индивидуальные средства защиты от пыли;
- мероприятия технологического характера, куда отнесены: совершенствование систем разработки (применение различных вариантов рекомендуемых систем); концентрация очистных работ и сокращение операций при ведении погрузочно-разгрузочных работ;
- организационные мероприятия, предусматривающие переход на работу с перерывами между сменами; производство взрывных работ только в междусменные перерывы; контроль за соблюдением пылегазового режима.

Комплексное гидрообеспыливание предусматривает выполнение следующих мероприятий по снижению запыленности и загазованности рудничной атмосферы при подземной разработке месторождения:

- бурение шпуров и скважин с промывкой водой;
- применение электровзрывания шпуровых зарядов;
- применение средств пылеподавления при проведении взрывных работ (перекрытие пут и движения пылегазового потока туманообразователями ТК-1 и ТЗ-1);
- орошение водой отбитой руды и породы;
- полив водой транспортных уклонов (сездов) и откаточных штреков поливочной машиной ПМ-8;
- использование эжекторов - туманообразователей типа ТЭТ-1М на проходческих работах;
- обеспечение подачи в шахту и на рабочие места требуемого количества воздуха для проветривания;
- оснащение подземной дизельной самоходной техники нейтрализаторами выхлопных газов.

Мероприятия для предупреждения травматизма будет являться производственный контроль, осуществляющийся путем проведения комплекса мероприятий, направленные на обеспечение безопасного функционирования месторождения, предупреждения травматизма на производстве будет возлагаться на руководство рудника и службу техники безопасности.

Основные задачи производственного контроля:

- обеспечение соблюдения требований промышленной безопасности всем персоналом рудника;
- анализ состояния промышленной безопасности на производственных объектах и разработка мер, направленных на улучшение состояния промышленной безопасности и предотвращение аварий и несчастных случаев;
- обучение, инструктаж и аттестация работников по вопросам промышленной безопасности;
- контроль соблюдения работниками требований промышленной безопасности и технологической дисциплины;
- координация работ всех служб участка по охране труда, предупреждению аварий и обеспечению готовности к локализации аварий и ликвидации их последствий;
- контроль технического состояния производственного оборудования, своевременного проведения необходимых испытаний, технических освидетельствований, проверок и ремонта контрольно-измерительных приборов;
- учет и анализ производственного травматизма, аварий и неполадок на производственных объектах.

6.5 Оценка радиационной обстановки

Радиационная обстановка в шахте будет обследована при начале отработки рудника.

Ежеквартально подрядной организацией на договорной основе будут производиться замеры на радон.

После проведения более детального изучения и замера в случае положительного результата будут предусматриваться дальнейшие мероприятия по безопасности работ для всего персонала рудника.

7. АРХИТЕКТУРНО-СТРОИТЕЛЬНЫЕ РЕШЕНИЯ

Помимо существующих объектов в проекте предусмотрено строительство новых дополнительных объектов. Это прежде всего объекты Компрессорной станции, Калориферной станции, здания ГВУ, разгрузочный узел выдачного комплекса и др. А также ЛЭП и реконструкция ПС-110. Их параметры приняты по существующим аналогам, а окончательные решения по выбору мест расположения будут приняты при рабочем проектировании в увязке с местом заложения ствола. С учетом существующих дорог и электрических сетей предпочтительным на данный момент выглядит вариант их примыкания к этим коммуникациям.

При этом технические характеристики существующих объектов изложены по материалам «Технического паспорта» объектов рудника Мойынкум, составленного Мойынкумским районным филиалом РГП «Центр по недвижимости комитета регистрационной службы Министерства юстиции Республики Казахстан по Жамбылской области» в июне 2007 года. Конструктивные элементы объектов признаны в удовлетворительном состоянии с износом 20%. Общие сведения паспорта, следующие:

<i>№ п.п.</i>	<i>Наименование</i>	<i>Ед. изм.</i>	<i>Кол-во</i>
1	Площадь застройки	м ²	592,9
2	Объем зданий	м ³	1778,7
3	Общая площадь	м ²	549,5
4	Жилая площадь	м ²	184,9
5	Площадь нежилых помещений	м ²	364,6
6	Число помещений	Ед.	42
7	Материал стен		шлакоблоки
8	Год застройки		1995

8. ИНЖЕНЕРНОЕ ОБОРУДОВАНИЕ, СЕТИ И СИСТЕМЫ

8.1. Теплоснабжение

Теплоснабжение (отопление) зданий и сооружений рудника «Аксакал» планируется электрическое. В качестве нагревательных элементов будут использоваться отопительные котлы ЭОУ-36 мощностью 36 кВт и тэны «Аристон» мощностью 2-3 кВт. Резервное отопление предусмотрено на АБК-2 (общежитие) посредством парового котла на угле.

8.2. Сброс хозяйственно-бытовых сточных вод, шахтных вод и утилизация твердых бытовых отходов

Согласно фактическому положению, сброс хозяйственно-бытовых сточных вод осуществляется путем сброса их по месту в септики, из которых они вывозятся ассенизаторным автотранспортом в пруд-испаритель. Согласно соответствующим расчетам, годовой объем хозяйственно-бытовых сточных вод составляет 4,031 тыс. м³.

Сброс излишних шахтных вод рудника «Аксакал» производится по водоводу для нужд ЗИФ «Акбакай».

Утилизация твердых бытовых отходов предусматривается путем складирования их на площадке временного хранения и последующего вывоза автотранспортом на полигон ТБО поселка «Акбакай».

9. УПРАВЛЕНИЕ ПРОИЗВОДСТВОМ, ПРЕДПРИЯТИЕМ, ОРГАНИЗАЦИЯ УСЛОВИЙ ТРУДА РАБОТНИКОВ.

Согласно заданию, на проектирование режим работы предприятия, следующий:

- на подземных работах круглогодичный в 3 смены по 6 часов с двухчасовым перерывом между сменами;
- на поверхностных работах круглогодичный в 2 смены по 11 часов.

В связи со значительным удалением предприятия от мест постоянного проживания трудящихся предприятия его работа основана на вахтовом методе, продолжительность вахты 15-17 дней.

Работники рудника размещаются в здании административно-бытового корпуса Акбакайского филиала АО «АК Алтыналмас». В связи со значительным удалением предприятия от мест постоянного проживания трудящихся предприятия его работа основана на вахтовом методе. Для размещения (проживания) трудящихся вахты имеется административно-бытовое здание (общежитие) на 300 человек. Оно занимает трехэтажное капитальное здание с централизованным электроснабжением, водоснабжением, отоплением. Уборная внутри. В общежитии имеется столовая на 36 посадочных мест, медпункт, раздевалка, душевая, а также все другие необходимые для жизни и отдыха трудящихся службы. Также на участке вахтового поселка размещены и другие жилые модули, с офисами для ИТР, хозяйственные склады, хранилища ГСМ, склад ВМ, ремонтно-механические цеха, а также диспетчерская Акбакайского филиала, КПП, и др. сооружения. Въезд на вахтовый посёлок предусмотрен с п. Акбакай. Снабжение предприятия электроэнергией предполагается осуществлять по линии ЛЭП- 6 кВ от ГПП.

Таблица 50. Штатное расписание рудника «Аксакал»

№	Профессия	Категория	Списочное кол-во
Участок подземных горных работ			
1	Начальник	рук.	1
2	Заместитель начальника	спец.	1
3	Горный мастер	спец.	5
4	Машинист СБУ - Boomer-T-1D	раб.	9
5	Помощник машиниста СБУ - Boomer-T-1D	раб.	9
6	Машинист ПДМ - Scooptram ST-7	раб.	14
7	Машинист самосвала MT-2010	раб.	9
8	Проходчик "Алимак"	раб.	44
9	Слесарь по обслуж. коммуникации	раб.	5
10	Эл. слесарь по обслуж. коммуникации	раб.	5
11	Газоэлектросварщик	раб.	5
12	Машинист вспомогательной техники	раб.	7
13	Взрывник-крепильщик	раб.	5
14	Раздатчик ВМ	раб.	5
	Итого		124
Участок главного механика (подъем, водоотлив, вентилятор, компрессор)			
1	Начальник	рук	0
2	Инженер по КИП и А	спец.	1
3	Электромеханик	спец.	2
4	Слесарь по обслуживанию и ремонту оборудования	раб.	5

№	Профессия	Категория	Списочное кол-во
5	Электрослесарь по обслуживанию и ремонту оборуд.	раб.	5
6	Крепильщик-осмотрщик ствола	раб.	5
7	Машинист Подъемной установки	раб.	5
8	Сигналист Подъемной установки	раб.	5
9	Дозаторщик	раб.	5
10	Машинист Компрессорной и Вентиляторной установок	раб.	5
11	Машинист Насосной установки	раб.	5
12	Газоэлектросварщик	раб.	5
13	Ламповщик	раб.	5
14	Токарь	раб.	2
15	Кузнец	раб.	2
	Итого		57
Ремонто-механический участок самоходного оборудования (КРСХО)			
1	Начальник	рук.	0
2	Механик	спец.	2
3	Слесарь по ремонту СХО	раб.	5
4	Автоэлектрик	раб.	5
5	Аппаратчик	раб.	2
6	Аккумуляторщик	раб.	2
7	Вулканизаторщик	раб.	2
8	Моторист	раб.	2
9	Газоэлектросварщик	раб.	2
10	Итого		22
	ВСЕГО		203

Примечание: Штатное расписание составлен из расчета 28 рабочих дней в месяц, 2 дня отводится на ППР. Режим работы – 3-сменный по 8 часов при строительстве и проходческих работах, 2-х сменный по 10 часов на добычные и вспомогательные виды работ.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. «Проект строительства II очереди Акбакайского горно-обогатительного комбината» г. Ташкент 1991 г., выполненный среднеазиатским научно-исследовательским проектным институтом цветной металлургии «Средазнипроцветмет».
2. Проект «Совместная отработка месторождений Бескемпир и Аксакал (I очередь) ПКО ГРК «АБС-Балхаш», 2001 г.
3. Технический проект «Разработка месторождений Бескемпир и Аксакал» г. Семей 2007 год, выполненный ТОО «Inter Gold Capital».
4. Проект «Разработка месторождений Бескемпир и Аксакал» (Корректировка ранее выполненных проектов) 2009 год, выполненный ИГД им. Д. Кунаева.
5. Проект «Локальный проект на отработку опытного блока с применением комплекса «Алимак» по жиле «Южная» месторождения «Акбакай» г. Алматы 2011 г. ТОО инжиниринговая компания «Горное дело».
6. Проект «План горных работ месторождения «Аксакал» (корректировка ранее выполненных проектов)» Проектный отдел АО «АК Алтыналмас» 2020 г.
7. Временные правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных выработок месторождений руд цветных металлов с неизученным процессом сдвижения горных пород. – Л.: ВНИМИ, 1986 г.;
8. Скорняков Ю.Г. Системы разработки и комплексы самоходных машин при подземной добыче руд. – М.: «Недра», 1978 г.;
9. Скорняков Ю.Г. Подземная добыча руд комплексами самоходного оборудования. – М.: Недра, 1986 г.;
10. Отраслевая инструкция по определению, нормированию и учету потерь и разубоживания руды и песков на рудниках и приисках МЦМ СССР. – М.: Недра, 1977 г.;
11. Перечень допущенных к применению в Республике Казахстан промышленных ВМ, приборов взрывания и контроля. – 2006 г.;
12. Временное методическое пособие по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания рудников и шахт (Рассмотрено коллегией Госгортехнадзора Казахской ССР 15.03.90 г. №3-11), Алма-Ата, 1990 г.;
13. Кодекс РК «О недрах и недропользовании» от 27 декабря 2017 года № 125-VI ЗРК;
14. Инструкция по составлению плана горных работ от 18 мая 2018 года № 351;
15. Единые правила по рациональному и комплексному использованию недр от 15 июня 2018 года № 239;
16. Нормы технологического проектирования горнорудных предприятий цветной металлургии с подземным способом разработки (ВНТП 37-86 Минцветмет СССР);
17. Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы от 30 декабря 2014 г. № 352;
18. Закон РК от 11 апреля 2014 года № 188-V «О гражданской защите (с изменениями и дополнениями по состоянию на 08.06.2024 г.);
19. Правила пожарной безопасности утвержденным Министром по чрезвычайным ситуациям Республики Казахстан от 21 февраля 2022 г. № 55;
20. Подземная разработка рудных месторождений М.И. Агошков, Г.М. Малахов «Недра» Москва 1966 г.;
21. Методические рекомендации по определению нормативов запасов полезных ископаемых по степени подготовленности к добыче на стадии проектирования горных предприятий МИНЧЕРМЕТА СССР 1981 г.;
22. Трудовой Кодекс РК от 23 ноября 2015 г. № 414-V ЗРК;

23. Экологический Кодекс РК от 2 января 2021 г. № 400-VI ЗРК;
24. Земельный Кодекс РК от 20 июня 2003 г. № 442;
25. «Общесоюзные нормы технологического проектирования подземного транспорта горнодобывающих предприятий». Утверждены Минуглепромом СССР 31 марта 1986 г.;
26. «Правила технической эксплуатации рудников, приисков и шахт, разрабатывающих месторождения цветных, редких и драгоценных металлов.» под редакцией Коваль И. В. – М. Недра 1981 г.;
27. Кодекс РК «О здоровье народа и системе здравоохранения» от 7 июля 2020 г. № 360-VI ЗРК;
28. Водный кодекс РК от 9 июля 2003 г. № 481;
29. Инструкция о порядке утверждения мер охраны зданий, сооружений и природных объектов от вредного влияния горных разработок (М., 1996 г.);
30. Технический регламент «Требования безопасности к шахтным подъемным установкам»;
31. СНиП РК 2.04-01-2017 «Строительная климатология» (с изм. от 01.04.2019 г.); СНиП II-25-80 «Деревянные конструкции»;
32. Горно-геологический справочник по разработке рудных месторождений;
33. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и терриконов, строящихся и эксплуатируемых карьеров;
34. СНиП 2.03.11-85 «Защита строительных конструкций от коррозии»; СНиП 181-70 «Указания по проектированию цветовой отделки интерьеров производственных зданий промышленных предприятий»;
35. СТ РК 3129-2018 «Ресурсосбережение. Отходы. Масла смазочные отработанные.
36. Требования к сбору, хранению, транспортировке, приему и переработке»;
37. Правила техники безопасности при эксплуатации электроустановок потребителей утв. приказом Министра энергетики Республики Казахстан от 19 марта 2015 г. № 222;
38. Правила устройства электроустановок утв. приказом Министра энергетики Республики Казахстан от 20 марта 2015 г. № 230;
39. Правила технической эксплуатации электроустановок потребителей утв. приказом Министра энергетики Республики Казахстан от 30 марта 2015 года № 246;
40. Технический регламент «Общие требования к пожарной безопасности», утвержденным приказом Министра по чрезвычайным ситуациям Республики Казахстан от 17 августа 2021 года № 405;
41. Закон «Об архитектурной, градостроительной и строительной деятельности в Республике Казахстан» от 16 июля 2001 г. № 242.

ПРИЛОЖЕНИЯ

Приложение 1. Задание на проектирование.

СОГЛАСОВАНО:

Директор департамента
недропользования

АО «АК Алтыналмас»

« » Д.Ж. Салимбаев

« » 2025 год

УТВЕРЖДАЮ:

Директор

ГОК Акбакай

АО «АК Алтыналмас»

« » А.А. Сейтжанов

« » 2025 год

ЗАДАНИЕ НА ПРОЕКТИРОВАНИЕ

**План горных работ разработки
месторождения «Аксакал» подземным способом
(корректировка ранее выполненных проектов)**

г. Алматы, 2025 год

№ п/п	Перечень основных данных и требований	Значения
1	Основание для проектирования.	Кодекс РК «О недрах и недропользовании» от 27 декабря 2017 года № 125-VI (с изменениями и дополнениями от 22.07.2024г)
2	Вид строительства.	Ведение подземных горных работ/разработка месторождений подземным способом
3	Местоположение объекта.	Республика Казахстан, Жамбылская область, Мойынкумский район.
4	Генеральная проектная организация.	Отдел сопровождения проектов недропользования АО «АК Алтыналмас»
5	Стадийность проектирования.	Проект
6	Требования по вариантной и конкурсной разработке.	Не требуется
7	Особые условия строительства.	Сейсмичность района принять согласно требованиям СНиП РК 2.03-30-2006. На территории действующего рудника, в пределах оформленного земельного отвода.
8	Основные технико-экономические показатели объекта, в том числе мощность, производительность, производственная программа.	Производительность подземного рудника обосновать проектом. Способ вскрытия и систему разработки принять из оптимальных решений.
9	Основные требования к инженерному оборудованию.	Согласно требованиям норм, действующих на территории РК. Проектом предусмотреть: - тип оборудования на проходческий и добычный комплекс принять с учетом фактического используемого оборудования на руднике; - инженерные коммуникации (воздух, вода, электроэнергия), если есть необходимость и технические условия.
10	Требования к качеству, конкурентоспособности и экологическим параметрам продукции.	Согласно требованиям норм, действующих на территории РК.
11	Требования к технологии, режиму предприятия.	Подземный способ отработки. согласно трудовому Кодексу РК
12	Требования к архитектурно-строительным, объемно-планировочным и конструктивным решениям с учетом создания доступной для инвалидов среды жизнедеятельности	Предусмотреть максимальное использование существующих на площадке объектов промышленно-технического и социально-бытового назначения и существующую инфраструктуру. Для маломобильных групп населения не доступен.
13	Требования и объем разработки организации строительства	Согласно требованиям норм, действующих на территории РК.
14	Выделение очередей, в том числе пусковых комплексов и этапов, требования по перспективному расширению предприятия	Не требуется
15	Требования и условия в разработке природоохранных мер и мероприятий	Согласно требованиям норм, действующих на территории РК.
16	Требования к режиму безопасности и гигиене труда	Согласно требованиям норм, действующих на территории РК

№ п/п	Перечень основных данных и требований	Значения
17	Требования по разработке инженерно-технических мероприятий	Согласно требований норм, действующих на территории РК.
18	Требования по выполнению опытно-конструкторских и научно-исследовательских работ	Не требуется
19	Требования по энергосбережению	Согласно требованиям норм, действующих на территории РК.
20	Состав демонстрационных материалов	Не требуется
21	Подключение к инженерным сетям.	От существующих сетей согласно техническим условиям предоставляемых заказчиком.

Состав проекта: «План горных работ разработки месторождения «Аксакал» подземным способом (корректировка ранее выполненных проектов)».

№ тома	№ книги	Наименование	Исполнитель
Том 1	Книга 1	Пояснительная записка «План горных работ разработки месторождения «Аксакал» подземным способом (корректировка ранее выполненных проектов)»	Отдел сопровождения проектов недропользования АО «АК Алтыналмас»
	Книга 2	Графические приложения к пояснительной записке к проекту «План горных работ разработки месторождения «Аксакал» подземным способом (корректировка ранее выполненных проектов)»	
Том 2	Книга 1	Пояснительная записка «План ликвидации последствий ведения горных работ разработки месторождения «Аксакал» подземным способом».	
	Книга 2	Графические приложения к пояснительной записке к проекту «План ликвидации последствий ведения горных работ разработки месторождения «Аксакал» подземным способом»	
-	-	Декларация промышленной безопасности	-
-	-	Оценка воздействия на окружающую среду (ОВОС)	
-	-	Приложения к ОВОС	

СОСТАВИЛ:

Начальник отдела сопровождения
проектов недропользования
АО «АК Алтыналмас»



Каженев Т.С.

Приложение 2. Государственная лицензия на проектирование.

1 - 1|

13000966



ГОСУДАРСТВЕННАЯ ЛИЦЕНЗИЯ

28.01.2013 года

13000966

Выдана

Акционерное общество "АК Алтыналмас"

Республика Казахстан, Жамбылская область, Тараз Г.А., г.Тараз, улица КАЗЫБЕК БИ, дом № 111, 212, БИН: 950640000810

(полное наименование, местонахождение, реквизиты БИН юридического лица / полностью фамилия, имя, отчество, реквизиты ИИН физического лица)

на занятие

Проектирование (технологическое) и (или) эксплуатация горных (разведка, добыча полезных ископаемых), нефтехимических, химических производств, проектирование (технологическое) нефтегазоперерабатывающих производств, эксплуатация магистральных газопроводов, нефтепроводов, нефтепродуктопроводов;

(наименование лицензируемого вида деятельности в соответствии с Законом Республики Казахстан «О лицензировании»)

Вид лицензии

генеральная

Особые условия действия лицензии

Генеральная

(в соответствии со статьей 9-1 Закона Республики Казахстан «О лицензировании»)

Лицензиар

Министерство индустрии и новых технологий Республики Казахстан. Комитет промышленности

(полное наименование лицензиара)

Руководитель (уполномоченное лицо)

БАЙТУКБАЕВ ЕРЛАН ИСКАКОВИЧ

(фамилия и инициалы руководителя (уполномоченного лица) лицензиара)

Место выдачи

г.Астана



Берілген құжат «Электрондық құжат және электрондық цифрлық қолтаңба туралы» 2003 жылғы 7 қазырдан Қазақстан Республикасы Заңының 7 бабының 3 тармағына сәйкес қосымша келтірілген құжатқа тоң. Дәлелді документ согласно пункту 3 статьи 7 ЗРК от 7 января 2003 года «Об электронных документах и электронной цифровой подписи» равнозначен документу на бумажном носителе

Приложение 3. Горный отвод.



Приложение 1
к Контракту № _____
на право недропользования
ЗОЛОТО
(вид полезного ископаемого)
ДОБЫЧА
(вид недропользования)
от 20.03. 2018 год
рег. № 1038-D - ТПИ

РЕСПУБЛИКАНСКОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ
«КОМИТЕТ ГЕОЛОГИИ И НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ
МИНИСТЕРСТВА ПО ИНВЕСТИЦИЯМ И РАЗВИТИЮ
РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН»

ГОРНЫЙ ОТВОД

Предоставлен АО «АК Алтыналмас» для осуществления операций по недропользованию на месторождении **Аксакал-Бескемпир** на основании решения Компетентного органа (Протокол №22 от 28.09. 2017).
Горный отвод расположен в **Жамбылской области**.
Границы горного отвода показаны на картограмме и обозначены угловыми точками с **1 по 9**.

Угловые точки	Координаты угловых точек					
	Северная широта			Восточная долгота		
	гр.	мин.	сек.	гр.	мин.	сек.
1	45	07	23,32	72	43	08,26
2	45	07	35,00	72	44	00,90
3	45	07	26,70	72	44	22,50
4	45	06	51,68	72	44	51,31
5	45	06	44,07	72	44	57,03
6	45	06	25,04	72	44	30,04
7	45	06	18,01	72	43	41,07
8	45	06	38,11	72	42	26,16
9	45	07	08,58	72	42	39,67

Площадь горного отвода составляет – **5,203** (пять целых двести три) кв.км.

Глубина горного отвода – **650** м (абсолютная отметка – 150 м).

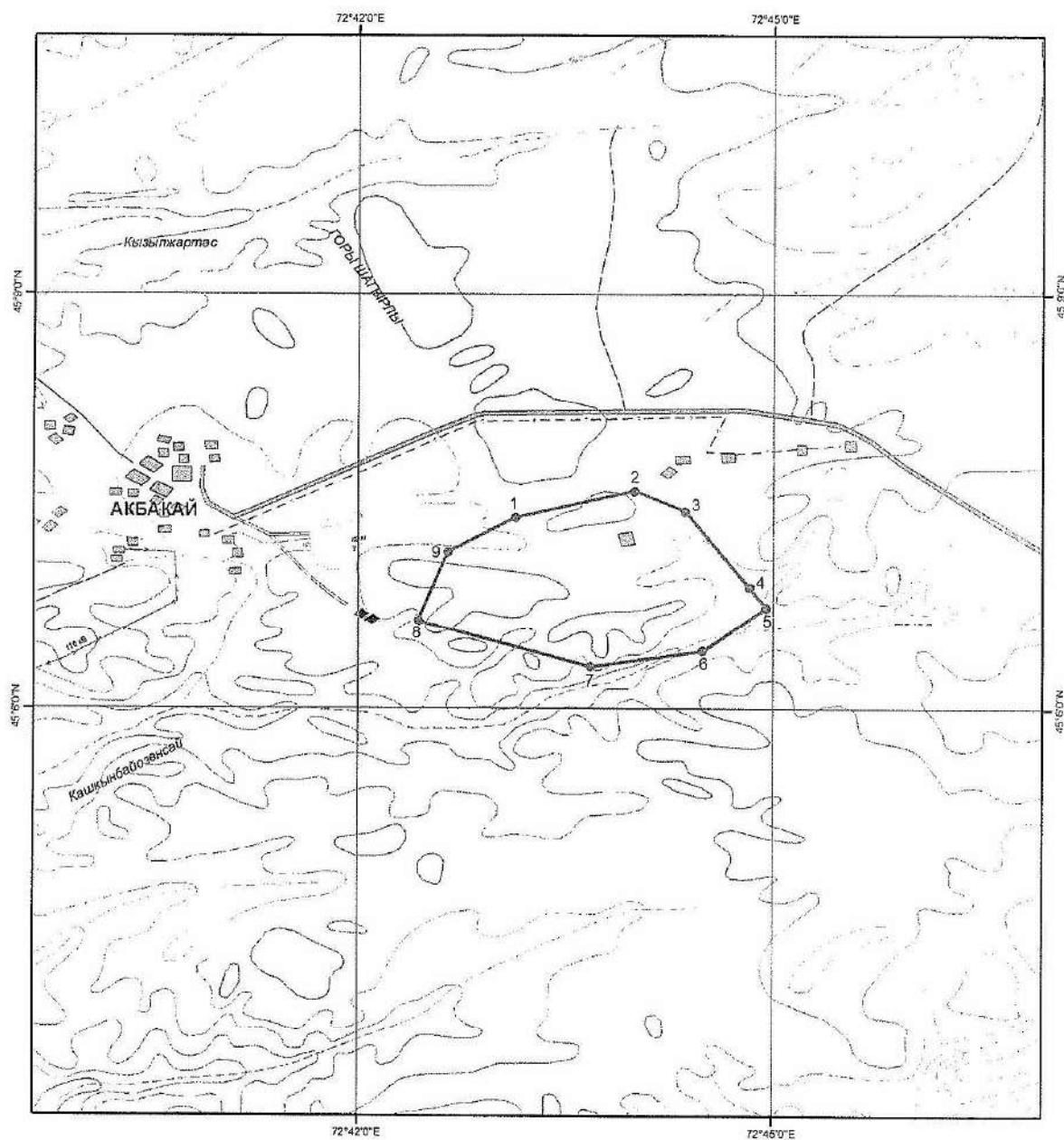
Заместитель Председателя



Т. Сатиев

Картограмма расположения горного отвода
месторождения Аксакал-Бескемпир

Масштаб 1:70 000



 - контур горного отвода

Астана - 2018