



Товарищество с ограниченной ответственностью
«VERA GROUP» «ВЕРА ГРУП»

ТОО «КАЗГЕОРУД»

**ПЛАН ГОРНЫХ РАБОТ ПО ОТРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ
«ЛИМАННОЕ» (ВТОРАЯ ОЧЕРЕДЬ – ПОДЗЕМНЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ)**

Этап 3

80.4.24.1.КГР-76/25-3-ПГР

Пояснительная записка

Том 1

Геология, гидрогеология, горная часть



Товарищество с ограниченной ответственностью
«VERA GROUP» «БЕРА ГРУП»

ТОО «КАЗГЕОРУД»

**ПЛАН ГОРНЫХ РАБОТ ПО ОТРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ
«ЛИМАННОЕ» (ВТОРАЯ ОЧЕРЕДЬ – ПОДЗЕМНЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ)**

Этап 3

80.4.24.1.КГР-76/25-3-ПГР

Пояснительная записка

Том 1

Геология, гидрогеология, горная часть

Взам. инв. №	
Подпись и дата	
Инв. № подл.	

Генеральный директор

Главный инженер проекта



А.С. Баранов

Ю.Ю. Гораш

2025

План горных работ по отработке месторождения «Лиманное» (вторая очередь – подземные горные работы) разработан ТОО «Вера Групп» (лицензия № 13008599 дата первичной выдачи 24.05.2013, обновление сведений 22.05.2024 на ведение Проектной деятельности I категории, срок действия лицензии – бессрочно) на основании задания на проектирование, в соответствии с государственными нормативными требованиями и межгосударственными нормативами, действующими в Республике Казахстан.

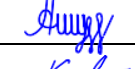
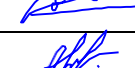
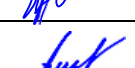
Главный инженер проекта



Ю.Ю. Гораш

Список исполнителей

Разработано:

Отдел/должность	Фамилия И.О.	Подпись	Дата
Начальник Горного отдела	Вшивков А.А.		16.10.2025
Глав. спец Горного отдела	Колесников Д.В.		16.10.2025
Инженер ПГР 1 категории	Латушко К.В.		16.10.2025
Инженер ПГР 1 категории	Пучнина А.И.		16.10.2025
Инженер ОГР 1 категории	Гергерт К.В.		16.10.2025
Гл. геолог	Холодов И.М.		16.10.2025
Гл. гидрогеолог	Булаева А.М.		16.10.2025
Начальник отдела ОГиТ	Кульбицкий А.А.		16.10.2025
Ведущий инженер ОГиТ	Новикова А.А.		16.10.2025

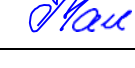
Согласовано:

От ТОО «КазГеоруд»

Должность	Фамилия И.О.	Подпись	Дата
Директор	Просветов Н.А.		

Согласовано:

От ТОО «Вера Групп»

Должность	Фамилия И.О.	Подпись	Дата
Главный инженер проекта	Гораш Ю.Ю.		16.10.2025
Нормоконтролёр	Маляева Е.Ю.		16.10.2025

Содержание

1	Общие сведения об объекте и природные условия	15
2	Генеральный план	17
2.1	Решения по генеральному плану.....	17
2.2	Организация транспорта	19
3	Геология и гидрогеология месторождения.....	21
3.1	Геологическое строение месторождения	21
3.1.1	Краткие сведения о районе месторождения	21
3.1.2	Строение месторождения	21
3.1.3	Стратиграфия	22
3.1.4	Метасоматические изменения пород.....	25
3.1.5	Структура месторождения.....	27
3.2	Характеристика полезного ископаемого	27
3.3	Качественная характеристика и технологические свойства руд	29
3.4	Инженерно-геологические условия Лиманного месторождения	31
3.5	Геологические запасы руды и металлов.....	36
3.5.1	Запасы для проектирования.....	39
3.6	Гидрогеологическая характеристика месторождения	41
3.6.1	Гидрогеологическая изученность района работ	41
3.6.2	Характеристика гидрогеологических условий района и месторождения....	43
3.6.3	Общие закономерности химического состава подземных вод и анализ качества поверхностных вод	49
3.6.4	Гидродинамические условия месторождения	51
3.6.5	Прогнозные водопритоки	57
3.7	Защита горных выработок от подземных вод.....	65
3.7.1	Применение противодиффузионной завесы для защиты месторождения.....	66
3.7.1.1	Типы ПФЗ.....	66
3.7.1.2	Методы устройства вертикальных ПФЗ.....	67
3.7.1.3	Геолого-гидрогеологические условия в месте намечаемой деятельности.....	71
3.7.1.4	Обоснование строительства ПФЗ.....	72
3.7.2	Применение струйной цементации грунтов для создания ПФЗ	74
3.7.2.1	Общие сведения о технологии струйной цементации грунтов.....	75
3.7.2.2	Применение струйной цементации для создания ПФЗ вокруг стволов	77
3.7.2.3	Основные разновидности технологии Jet-grouting.....	79
3.8	Разведанность месторождения	81
3.9	Дальнейшее направление разведочных работ	82
3.10	Геолого-маркшейдерское обеспечение работ	82
4	Подземные горные работы.....	86
4.1	Существующее состояние горных работ.....	86

4.2	Ранее принятые проектные решения	86
4.3	Горный отвод	87
4.3.1	Границы ожидаемых зон опасных сдвижений и влияние горных работ на земную поверхность	88
4.4	Режим работы и нормы рабочего времени	89
4.5	Производительность и срок существования шахты	89
4.6	Вскрытие месторождения	90
4.7	Горно - капитальные работы	92
4.8	Выбор системы разработки месторождения	99
4.8.1	Обоснование параметров выемочной единицы	102
4.8.2	Выбор и обоснование систем разработки. Определение параметров систем разработки	103
4.8.3	Устойчивые пролеты обнажений	103
4.8.4	Условия применения систем разработки	107
4.8.5	Параметры целиков при камерно-целиковом порядке отработки запасов	108
4.8.6	Параметры целиков при отработке запасов по простиранию рудного тела	110
4.8.7	Параметры целиков при отработке запасов вкрест простирания рудного тела	111
4.8.8	Прочность закладочного массива	114
4.8.9	Использование пустых пород при ведении закладочных работ	115
4.8.10	Порядок отработки запасов месторождения	118
4.8.11	Технология отработки прибортовых и подкарьерных запасов	118
4.9	Система разработки подэтажными штреками	118
4.10	Подэтажно-камерная система разработки	125
4.11	Порядок отработки месторождения	133
4.12	Мероприятия по разгрузке массива	134
4.12.1	Мероприятия по созданию защищённой зоны (бурение разгрузочных скважин при ведении добычных работ)	134
4.12.2	Мероприятия по созданию защитной зоны (разгрузка горных пород взрывным способом при ведении горнопроходческих работ)	137
4.13	Потери и разубоживание	138
4.13.1	Общие положения	138
4.13.2	Методика расчета потерь и разубоживания	141
4.13.3	Потери по геологическому контакту на лежащем и висячем боку камеры	141
4.13.4	Потери по геологическому контакту на торце камеры	142
4.13.5	Потери отбитой руды на почве камеры по площади и в плintусах	142
4.13.6	Потери отбитой руды в торце камеры по контакту с бетоном	143
4.13.7	Разубоживание пустой породой по геологическому контакту на торце камеры	143
4.13.8	Разубоживание закладочным материалом (бетоном) на торце камеры	143

4.13.9	Система разработки подэтажными штреками (ПиР)	143
4.13.9.1	Определение мест образования потерь и разубоживания	143
4.13.9.2	Вариант расположения камеры между рудным и закладочным массивами	146
4.13.9.3	Вариант расположения камеры в рудном массиве	147
4.13.10	Подэтажно-камерная система разработки (ПиР).....	148
4.13.10.1	Определение мест образования потерь и разубоживания.....	148
4.13.10.2	Вариант расположения камеры между рудным и закладочным массивами	150
4.13.10.3	Вариант расположения камеры между породным и закладочным массивами	150
4.13.10.4	Вариант расположения камеры в рудном массиве	151
4.13.11	Расчет показателей потерь и разубоживания	152
4.14	Буровзрывные работы	156
4.14.1	Расчет параметров и технологии буровзрывных работ	156
4.14.2	Выбор средств бурения и диаметра шпуров и скважин	164
4.14.3	Доставка и хранение взрывчатых материалов.....	165
4.15	Меры охраны зданий, сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных разработок	166
4.16	Сведения о временно неактивных запасах.....	167
4.17	Охрана недр.....	168
4.18	Календарный график добычи руды и металлов.....	170
4.19	Рудничная вентиляция	172
4.19.1	Выбор и обоснование схемы проветривания.....	172
4.19.2	Расчет воздуха по показателям	173
4.19.3	Расчет потребного количества воздуха при использовании аккумуляторной техники – I этап.....	174
4.19.4	Расчет потребного количества воздуха при использовании аккумуляторной техники – II этап	179
4.19.5	Моделирование вентиляционной сети	183
4.19.6	Выбор вентиляторов главного проветривания	183
4.20	Механизированный подъем. Запасные выходы	185
4.21	Закладка выработанного пространства	185
4.21.1	Общие сведения	185
4.21.2	Поверхностное закладочное хозяйство	186
4.21.3	Транспорт закладочной смеси.....	186
4.21.4	Расчет объемов закладочной смеси	187
4.22	Подземный транспорт	187
4.22.1	Основные положения	187
4.22.2	Расчет производительности и потребного количества СДО.....	188
4.22.3	Транспорт горной массы на поверхности	197

4.22.4	Транспортировка горной массы в подземных выработках	197
4.22.5	Доставка людей.....	198
4.22.6	Доставка грузов	198
4.23	Водоотлив.....	198
4.24	Отвалообразование	199
4.24.1	Общая характеристика отвальных работ.	199
4.24.2	Устойчивость отвалов	200
4.24.3	Способ отвалообразования. Механизация отвальных работ	202
4.24.4	Параметры отвала.....	205
4.24.5	Меры безопасности при отвалообразовании	205
4.24.6	Порядок формирования отвала	206
4.24.7	Отвальное оборудование	207
5	Мероприятия по предотвращению эндогенных пожаров	209
6	Мероприятия по профилактике взрывоопасности сульфидной пыли	211
	Библиография	214
	ТЕКСТОВЫЕ ПРИЛОЖЕНИЯ	217
	Приложение А (обязательное) Задание на проектирование	218
	Приложение Б (обязательное) Протокол ГКЗ	225
	Приложение В (обязательное) Расчет параметров крепления горных выработок месторождения Лиманное	241
	Приложение Г (обязательное) Параметры БВР при проходке выработок	286
	Приложение Д (обязательное) Расчет зоны сейсмического влияния при ведении БВР	292
	Приложение Е (обязательное) Схемы закладки выработанного пространства пустой породой	293
	Приложение Ж (обязательное) Порядок отработки камерных запасов при камерно-целиковой схеме выемки	300
	Таблица регистрации изменений.....	301

Перечень таблиц

Таблица 2.1 – Площади земель	19
Таблица 3.1 - Минеральный состав гидротермально–измененных пород месторождения.....	26
Таблица 3.2 – Глубина залегания и углы падения Северной залежи.....	28
Таблица 3.3 – Глубина залегания и углы падения Центральной залежи.....	28
Таблица 3.4 – Результаты полного химического пробирного анализов руды по пробе № 2 ...	30
Таблица 3.5 – Результаты полного химического и пробирного анализов руды по пробе № 4/84	31
Таблица 3.6 - Результаты изучения физических свойств связных пород кайнозоя	33
Таблица 3.7 – Результат изучения физических свойств скальных пород.....	34
Таблица 3.8 – Запасы принятые к проектированию	39
Таблица 3.9 - Фильтрационные параметры гидрогеологических единиц	59
Таблица 3.10 – Прогнозные водопритоки в горные выработки (благоприятный сценарий) ...	59
Таблица 3.11 – Прогнозные водопритоки в горные выработки (неблагоприятный сценарий)	61
Таблица 3.12 - Основные параметры технологии струйной цементации грунтов	79
Таблица 4.1 – Координаты угловых точек горного отвода.....	87
Таблица 4.2 – Режим работы рудника.....	89
Таблица 4.3 – Объем ГКР по пусковым комплексам.....	95
Таблица 4.4 – Календарный график ГКР	96
Таблица 4.5 - Удельный вес применения систем разработки для рудного тела №1	99
Таблица 4.6 - Удельный вес применения систем разработки для рудного тела №2	99
Таблица 4.7 - Удельный вес применения систем разработки для рудного тела №3	100
Таблица 4.8 - Средние показатели параметров рудных тел.....	100
Таблица 4.9 - Устойчивые пролеты горизонтальных обнажений пород и руд.....	104
Таблица 4.10 – Зависимость параметра «Z» от строения и прочности пород.....	105
Таблица 4.11 – Результаты расчета горизонтального пролета	106
Таблица 4.12 – Результаты расчета наклонного пролета	106
Таблица 4.13 – Условия применения систем разработок.....	107
Таблица 4.14 – Определение коэффициента нагрузки	109
Таблица 4.15 – Формулы для расчета коэффициентов формы.....	109
Таблица 4.16 – Определение коэффициента Квр.....	110
Таблица 4.17 – Расчет $K\alpha$ в зависимости от угла падения рудного тела	111
Таблица 4.18 – Расчет $\sigma_{сжтр}$ в зависимости от угла падения рудного тела	111
Таблица 4.19 – Расчет предельной прочности междукammerного целика при заданной ширине 20 м (два целика по 10 м).....	113
Таблица 4.20 – Расчет предельной прочности междукammerного целика при заданной ширине 30 м (три целика по 10 м)	113
Таблица 4.21 – Нормативная прочность участков закладочного массива разнопрочной закладки	115
Таблица 4.22 – Нормативная прочность закладки в призабойной зоне.....	115
Таблица 4.23 – Объемы ПНР для системы разработки подэтажными штреками по рудному телу №1	122
Таблица 4.24 – Объемы ПНР для системы разработки подэтажными штреками по рудному телу №2	122
Таблица 4.25 – Объемы ПНР для системы разработки подэтажными штреками по рудному телу №3	123
Таблица 4.26 – Удельные показатели ПНР для системы разработки подэтажными штреками по рудному телу №1	123

Таблица 4.27 – Удельные показатели ПНР для системы разработки подэтажными штреками по рудному телу №2 123	
Таблица 4.28– Удельные показатели ПНР для системы разработки подэтажными штреками по рудному телу №3	124
Таблица 4.29 – Объемы ПНР при подэтажно-камерной системе разработки по рудному телу №1	128
Таблица 4.30 – Объемы ПНР при подэтажно-камерной системе разработки по рудному телу №2	128
Таблица 4.31 – Объемы ПНР при подэтажно-камерной системе разработки по рудному телу №3	129
Таблица 4.32 – Удельные показатели ПНР подэтажно-камерной системы разработки по рудному телу №1	129
Таблица 4.33 – Удельные показатели ПНР подэтажно-камерной системы разработки по рудному телу №2	129
Таблица 4.34 – Удельные показатели ПНР подэтажно-камерной системы разработки по рудному телу №3	130
Таблица 4.35 - Возможные варианты расположения блоков относительно закладочного массива/породы/руды при СПЭШ	145
Таблица 4.36 – Классификация эксплуатационных потерь руды при СПЭШ	146
Таблица 4.37 – Классификация эксплуатационного разубоживания руды при СПЭШ	147
Таблица 4.38 – Классификация эксплуатационных потерь руды при СПЭШ	148
Таблица 4.39 – Классификация эксплуатационного разубоживания руды при СПЭШ	148
Таблица 4.40 – Возможные варианты расположения блоков относительно закладочного массива/породы/руды при ПКСР	149
Таблица 4.41 – Классификация эксплуатационных потерь руды при ПКСР	150
Таблица 4.42 – Классификация эксплуатационного разубоживания руды при ПКСР	150
Таблица 4.43 – Классификация эксплуатационных потерь руды при ПКСР	150
Таблица 4.44 – Классификация эксплуатационного разубоживания руды при ПКСР	151
Таблица 4.45 – Классификация эксплуатационных потерь руды при ПКСР	151
Таблица 4.46 – Классификация эксплуатационного разубоживания руды при ПКСР	152
Таблица 4.47 – Сводная показатели потерь и разубоживания	152
Таблица 4.48 – Средние значения потерь и разубоживания для систем разработок	152
Таблица 4.49 – Расчет потерь и разубоживания по ВЕ для рудного тела № 1	153
Таблица 4.50 – Расчет потерь и разубоживания по ВЕ для рудного тела № 2	153
Таблица 4.51 – Расчет потерь и разубоживания по ВЕ для рудного тела № 3	155
Таблица 4.52 – Средние значения потерь и разубоживания для систем разработок	156
Таблица 4.53 – Сводные показатели потерь и разубоживания при оптимистичных значениях	156
Таблица 4.54 – Параметры БВР при проходке выработок	158
Таблица 4.55 – Параметры БВР при очистной выемке	162
Таблица 4.56 – Основные технические характеристики буровой установки для бурения шпуров Boomer S2	165
Таблица 4.57 - Основные технические характеристики буровой установки для бурения шпуров Simba E70S	165
Таблица 4.58 – Временно неактивные запасы	168
Таблица 4.59 – Календарный график добычи руды и металлов	171
Таблица 4.60 – Календарь добычи по выемочным единицам	171
Таблица 4.61 – СБУ на очистных работах	188
Таблица 4.62 – СБУ на проходческие работы	189

Таблица 4.63 – ПДМ на очистных работах.....	190
Таблица 4.64 – ПДМ на проходческих работах	192
Таблица 4.65 – Анкероустановщик	193
Таблица 4.66 – Расчет количества шахтных самосвалов на проходке.....	194
Таблица 4.67 – Расчет количества шахтных самосвалов всего	195
Таблица 4.68 – Сводная таблица применяемого СДО и ВСО	196
Таблица 4.69 – Параметры отвалов	205
Таблица 4.70 – Календарный план отсыпки отвала.....	207
Таблица 4.71 – Инвентарный парк оборудования для производства работ на отвале	207
Таблица 4.72 – Основные технические характеристики оборудования для отвалообразования	207

Перечень рисунков

Рисунок 1.1 – Обзорная карта месторождения Лиманное	16
Рисунок 3.1 – Спутниковый снимок территории месторождения Лиманное	52
Рисунок 3.2 – Изменение водопритоков в карьер за период 2021-2025 гг.	53
Рисунок 3.3 – Карта фактического материала	55
Рисунок 3.4 - Сопоставление уровней подземных вод аллювиального и верхнеэоценового водоносных горизонтов	56
Рисунок 3.5 - Сопоставление уровней подземных вод аллювиального водоносного горизонта в пределах дамбы и за ее пределами	56
Рисунок 3.6 - Уровни подземных вод совмещенных аллювиального и верхнеэоценового водоносных горизонтов	56
Рисунок 3.7 – План горных работ	58
Рисунок 3.8 – Прогнозные водопритоки в карьер (благоприятный сценарий).....	62
Рисунок 3.9 – Прогнозные водопритоки в вертикальные стволы подземные горные выработки (благоприятный сценарий)	62
Рисунок 3.10 – Суммарные водопритоки (благоприятный сценарий).....	63
Рисунок 3.11 – Прогнозные водопритоки в карьер (неблагоприятный сценарий).....	63
Рисунок 3.12 – Прогнозные водопритоки в вертикальные стволы подземные горные выработки (неблагоприятный сценарий)	63
Рисунок 3.13 – Суммарные водопритоки (неблагоприятный сценарий).....	64
Рисунок 3.14 – Шпунтовое ограждение	68
Рисунок 3.15 – Основные этапы устройства «стены в грунте»	69
Рисунок 3.16 - Струйная цементация (Jet Grouting)	70
Рисунок 3.17 - Схемы перекрытия цементных колонн при формировании ПФЗ.....	71
Рисунок 3.18 - Изменение водопритоков в карьер за период 2021-2025 гг.....	72
Рисунок 3.19 - Высоконапорная струя цементного раствора	75
Рисунок 3.20 - Схема производства струйной цементации	76
Рисунок 3.21 - Схема расположения свай.....	76
Рисунок 3.22 – Схема расположения грунтоцементных колонн	77
Рисунок 3.23 - Трехмерная проекция ствола	78
Рисунок 3.24 - Варианты струйной цементации грунтов	78
Рисунок 4.1 – Аксонометрическая схема вскрытия месторождения «Лиманное»	91
Рисунок 4.2 – Районирование рудных тел по применяемым системам разработки	101
Рисунок 4.3 - Предельный пролет выработки до обрушения	105
Рисунок 4.4 - Схема к расчету целика, расположенному по простиранию рудного тела.....	110
Рисунок 4.5 - Схема к расчету целика, расположенного вкрест простирания рудного тела..	112
Рисунок 4.6 – Схемы закладочных работ	116

Рисунок 4.7 - Различные варианты ведения закладочных работ (зеленый цвет – твердеющая закладка, черный – сухая).....	117
Рисунок 4.8 - Процентный объем использования сухой закладки.....	117
Рисунок 4.9 - Система разработки подэтажными штреками (на примере рудного тела №2)	121
Рисунок 4.10 – Подэтажно-камерная система разработки (на примере рудного тела №2)	127
Рисунок 4.11 – Бурение нисходящих скважин при системе разработке из подэтажных штреков	132
Рисунок 4.12 - Бурение нисходящих скважин при подэтажно-камерной системе разработке	133
Рисунок 4.13 - Схема разбуривания разгрузочной щели в виде сближенных вееров для подэтажа 20-25 м.	135
Рисунок 4.14 - Схема разгрузочного веера в краевой части	136
Рисунок 4.15 – Схема расположения камуфлетных шпуров	138
Рисунок 4.16 – Потери и разубоживание руды из-за сложности контакта рудного тела	142
Рисунок 4.17 – Схема образования мест потерь и разубоживания для камеры между породными и закладочными массивами	146
Рисунок 4.18 – Схема образования мест потерь и разубоживания для камеры в рудном массиве	147
Рисунок 4.19 - Аэродинамическая характеристика вентилятора Zitron ZVN 1-32-1500/8	184
Рисунок 4.20 – Схема отвалообразования	204

Обозначения и сокращения

В документации приняты следующие обозначения и сокращения:

Обозначение, сокращение	Расшифровка
БВР	Буровзрывные работы
ВР	Взрывные работы
ВСО	Вспомогательное самоходное оборудование
ВС	Вентиляционный ствол
ВМ	Взрывчатые материалы
ГВУ	Главная вентиляционная установка
ГКР	Горно-капитальные работы
ГПР	Горно-подготовительные работы
ГСМ	Горюче-смазочные материалы
ЗП	Закладочная перемычка
КС	Клетевой ствол
КСН	Камера служебного назначения
НР	Нарезные работы
ПДМ	Погрузо-доставочная машина
ПФЗ	Противофильтрационная завеса
ПЗК	Поверхностный закладочный комплекс
ПНР	Подготовительно-нарезные работы
ПКСР	Подэтажно-камерная система разработки
СПЭШ	Система разработки подэтажных штреков
СДО	Самоходное дизельное оборудование
СБУ	Самоходная буровая установка
СА	Самоходный анкероустановщик
СЗА	Самозавинчивающийся анкер
СПА	Сталеполимерный анкер
ШАС	Шахтный автосамосвал

Информация об исполнителе работ

Настоящая работа выполнена Товариществом с ограниченной ответственностью «VERA GROUP» «БЕРА ГРУП».

Компания ТОО «VERA GROUP» «БЕРА ГРУП» (БИН: 081240004264) обладает лицензией 1 категории на осуществление проектной деятельности на территории Республики Казахстан. Выполняет предпроектные и проектные работы на строительство, реконструкцию, техническое перевооружение горнорудных предприятий (рудников, шахт, карьеров, объектов инфраструктуры горно-обогатительных комбинатов), предприятий добывающей, перерабатывающей, автомобильной, машиностроительной и др. отраслей промышленности в полном объёме, а также на объекты промышленного и гражданского назначения, выполняет техническую экспертизу проектной и конструкторской документации, что подтверждается документами:

– лицензия № 13008599 (дата первичной выдачи 24.05.2013, обновление сведений 22.05.2024) на ведение Проектной деятельности I категории, срок действия лицензии – бессрочно.

Юридический адрес: Республика Казахстан, г. Астана,
Проспект Тұран, дом № 55/6, н/п 21,
Телефон: +7-707-368-02-32
e-mail: info@bgpc.kz

Введение

Данная работа выполнена в рамках договора № КГР-76/25 от 17.03.25 между ТОО «КазГеоруд» и ТОО «Вера Групп».

Работа выполнена на основании задания на проектирование «План горных работ по отработке месторождения «Лиманное» (вторая очередь – подземные горные работы). План ликвидации». Приложение А.

В ПГР рассмотрены и учтены следующие ранее выполненные работы:

- Проект промышленной разработки месторождения Лиманное. Казгипроцветмет. 2014 г.
- Основные технологические решения по определению оптимального варианта вскрытия месторождения. Казгипроцветмет. 2023 г.
- Аудит Основных технологических решений по определению оптимального варианта вскрытия месторождения «Лиманное». ООО «БГП». 2024 г.
- Отчет «Технико-экономическое обоснование переоценки балансовых запасов медных и медно-цинковых руд и металлов месторождения «Лиманное» для условий открытой и подземной добычи с их пересчетом по состоянию на 01.01.2023 г.». ТОО «GeoMineProject». 2023 г.
- План горных работ по отработке месторождения «Лиманное» (первая очередь – открытые горные работы). Корректировка. ООО «НТЦ-Геотехнология» Казахстанский филиал. 2024 г.

Технологическая часть запроектирована с учетом выполнения требований следующих документов:

- «Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы», утвержденные министром по инвестициям и развитию РК приказом № 352 от 30.12.2014 г.;
- СН РК 2.03-04-2013 «Подземные горные выработки»;
- СП РК 2.03-106-2013 «Подземные горные выработки»;
- «Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий с подземным способом разработки», согласованные приказом Комитета по государственному контролю за чрезвычайными ситуациями и промышленной безопасностью РК № 46 от 04.12.2008 г.;
- «Временное методическое пособие по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания рудников и шахт Казахская ССР», 1990 г.;
- «Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих взрывные работы и работы со взрывчатыми материалами промышленного назначения», утвержденные министром по инвестициям и развитию РК приказом № 343 от 30.12.2014 г.

1 Общие сведения об объекте и природные условия

Медно-цинковое колчеданное месторождение Лиманное находится в Западном Казахстане и локализуется в центральной части Мугоджар в 110 км юго-западнее от разрабатываемого медно-колчеданного месторождения 50 лет Октября и в 60 км от Донских хромитовых рудников. По административному делению месторождение располагается в Хромтауском районе Актюбинской области Республики Казахстан (Рисунок 1.1) и находится в 50 км к востоку от железнодорожной станции Кайнар.

Районный центр г. Хромтау и областной центр г. Актобе расположены, соответственно, в 60 и 160 км к северо-западу от месторождения.

Геоморфологический район месторождения расположен в западной части Орь-Иргизского поднятия, характеризующегося развитием мелкосопочного рельефа. Абсолютные высотные отметки колеблются от 284,0 до 462,8 м (гора Шокртау).

Рельеф участка месторождения представляет собой равнинную пойму р. Орь, частично расчленённую сетью оврагов. Эта река протекает в 600 м севернее месторождения и имеет абсолютную отметку уровня воды в летнее время 283,2 м. Ширина русла колеблется от 10 до 60 м, глубина от 0,5 до 10 м. Становление реки происходит в октябре-ноябре, а вскрытие в первой половине апреля.

Климат района резко континентальный. Зима продолжительная и суровая, лето жаркое, знойное, с сильными ветрами, приносящими суховеи, пыльные бури, преимущественно восточного и западного направлений.

Самым холодным месяцем является январь, среднемесячная температура которого составляет до минус 15–17°C, а абсолютный минимум достигает минус 48°C. Самая высокая температура бывает в июле со среднемесячной + 23°C при максимальной температуре + 45°C.

Растительность района скудная, представлена кустарниками и травами ковыльного и полынного типов.

Район месторождения имеет преимущественно сельскохозяйственный уклон. Ближайшим промышленным предприятием является Донской горно-обогатительный комбинат, разрабатывающий крупнейшие хромитовые месторождения, базирующийся в г. Хромтау, через который проходит автомагистраль Алматы-Москва. В г. Хромтау находится и ближайшая железнодорожная станция Донская.

В Средне-Орском рудном районе разрабатывается открытым способом медно-колчеданное месторождение 50 лет Октября, медно-цинково-колчеданные месторождения Приорское, Кундызды и Весенне-Аралчинское с переработкой руд на двух обогатительных фабриках, расположенных в п. Коктау.

Ближайшими населёнными пунктами являются посёлки Кудуксай и Копинский, удалённые, соответственно, на 25 км к северу и на 30 км к востоку. Вблизи посёлка Копинское проходит газопровод Бухара-Урал.

Водоснабжение будущего горнорудного предприятия может осуществляться за счёт подземных вод р. Орь и её притоков. Из строительных материалов имеются на месте

ОБЗОРНАЯ КАРТА РАЙОНА МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЛИМАННОЕ



2 Генеральный план

2.1 Решения по генеральному плану

Проектируемые площадки, здания и сооружения размещены на генплане с учетом действующих норм и правил, а также:

- технологии производства;
- санитарных и противопожарных норм [28];
- рельефа местности;
- господствующего направления ветров;
- прокладки транспортных и инженерных коммуникаций.

В состав объектов месторождения «Лиманное», проектируемых в рамках данного Плана горных работ (см. 80.4.24.1.КГР-76/25-ПГР-ГТ). входят:

3 Комплекс ствола "Скипо-Клетевой"

- 3.1 Копер с надшахтным зданием
- 3.2 Конвейерная галерея № 1
- 3.3 Конвейерная галерея № 2
- 3.4 Здание подъемной машины скипового подъема
- 3.5 Здание подъемной машины клетьевого подъема
- 3.6 Калориферная реверсивная
- 3.7 Открытый склад руды
- 3.8 Весовая
- 3.9 Компрессорная станция

4 Комплекс ствола "Клетевой"

- 4.1 Копер с надшахтным зданием
- 4.2 Здание подъемной машины
- 4.3 Здание ГВУ
- 4.4 Калориферная
 - 4.4.1 Установка подогревателя природного газа
- 4.5 Склад противопожарных материалов
- 4.6 Открытый склад материалов
- 4.7 Локальные очистные сооружения
- 4.8 Производственно-противопожарные резервуары запаса воды
- 4.9 Насосная станция пожаротушения

5. Бетонозакладочный комплекс

- 5.1 Здание бетономесительного участка
- 5.2 Склад цемента
 - 5.2.1 Площадка силосов
 - 5.2.2 Здание пневмовинтовых насосов
 - 5.2.3 Эстакада трубопроводов
- 5.3 Склад щебня

- 5.4 Склад песка
- 5.5 Дробильно-сортировочный комплекс производительность 45 т/ч
- Объекты энергоснабжения
- 6 КТП
 - 6.1 КТП-1
 - 6.2 КТП-2
 - 6.3 КТП-3
- 7 РП
 - 7.1 РП-6 кВ
- 8 Комплекс ГПЭС
 - 8.1 ГПЭС 2000 кВт 6,3 кВ
 - 8.2 Труба дымовая
 - 8.3 Закрытое распределительное устройство 6,3 кВ
 - 8.4 Распределительная подстанция собственных нужд
 - 8.5 Тепловой пункт
 - 8.6 Аварийная ДЭС 640 кВт 0,4 кВ
 - 8.7 Газораспределительный пункт
 - 8.8 Склад масла и антифриза
 - 8.9 Операторная
 - 8.10 Мастерская со складом ЗИП
 - 8.11 Емкость слива отработанного масла 5 м³
 - 8.12 Емкость слива антифриза 3 м³
 - 8.13 Емкость хранения дизельного топлива 10 м³
- 9 Комплекс ДЭС
 - 9.1 ДЭС-7 2200 кВт 6,3 кВ
 - 9.2 Труба дымовая
 - 9.3 Закрытое распределительное устройство 6,3 кВ
 - 9.4 Распределительная подстанция собственных нужд
 - 9.5 Операторная
 - 9.6 Насосная дизельного топлива
 - 9.7 Емкость хранения дизельного топлива 300 м³
 - 9.8 Склад масла
- 10 Отвальное хозяйство
 - 10.1 Отвал пустых пород проект
 - 10.2 Склад плодородного грунта
 - 10.3 Пруд накопитель

Под проектируемые объекты месторождения Лиманное выделены земельные участки общей площадью 28,2 га. Земли выделены в постоянное землепользование и находятся на участках с номерами 02-034-012-129, 02-034-012-131, 02-034-012-132, 02-034-012-147, 02-034-012-148, 02-034-012-151. Площади земель приведены в таблице 2.1.

Таблица 2.1 – Площади земель

Наименование	Ед. изм.	Показатель	Номера участков
Площадь в границе испрашиваемого земельного отвода	га	28,2	
Промплощадка в составе: Комплекс ствола "Скипо-Клетевой" Комплекс ствола "Клетевой" Бетонозакладочный комплекс	га	11,2	02-034-012-129, 02-034-012-131, 02-034-012-132, 02-034-012-147, 02-034-012-148, 02-034-012-151
Отвал пустых пород, пруд накопитель	га	13,8	02-034-012-132, 02-034-012-148, 02-034-012-151
Склад плодородного грунта	га	3,2	02-034-012-148

До начала планировочных работ на территории объекта выполняются следующие подготовительные работы:

- расчистка территории от растительности;
- снятие плодородного слоя почвы ПСП и складирование его в бурты;
- устройство нагорных водоотводных канав;
- устройство подъездных и внутриплощадочных автомобильных проездов.

Паводковыми водами территория капитального объекта не затапливается.

Какие-либо опасные геологические процессы в районе строительства не прогнозируются.

С целью защиты промплощадки от поверхностных склоновых вод предусмотрены нагорные водоотводные канавы.

Вертикальная планировка решена в виде насыпи с минимальным балансом земляных масс. Отсыпку планировочной насыпи площадки предусматривается производить послойно непучинистыми грунтами, с толщиной слоя не более 0,25 м. Грунт уплотняется до требуемой плотности, с коэффициентом уплотнения равным 0,95 от максимальной плотности.

Уклоны поверхности спланированной территории составляют до 2 %.

В местах, где разница отметок проектного и существующего рельефа превышает 0,5 м, предусматривается устройство откосов с заложением 1:1,5.

На всех проектируемых площадках и участках предусматривается сплошная система планировки с целью получения на территории заданных проектных отметок. Кроме того, предусматривается обвалование сооружений, где это необходимо.

Благоустройство территории промплощадок предприятия выполнено в минимальных объемах. Территория площадки огораживается сетчатым забором серии высотой 2,0 м. с козырьком из колючей проволоки 1,0 м. по металлическим столбам.

2.2 Организация транспорта

Транспортная сеть района представлена железными и автомобильными дорогами. Ближайшая железнодорожная станция Министерства транспорта и коммуникаций Республики Казахстан-станция «Донская»-находится в г. Хромтау.

Автомобильное сообщение между площадками рудника и ближайшими населенными пунктами осуществляется по грунтовым дорогам.

Вблизи поселка Копа проходит газопровод Бухара-Урали расположена ГКС-14.

Транспортные связи площадок проектируемого рудника «Лиманное» предусматриваются по существующим и ранее запроектированным автомобильным дорогам. Проектирование внешних автомобильных дорог (учитывая автомобильную транспортировку руды от рудника «Лиманный» до усреднительного склада ОФ ГОК 50 лет Октября»), осуществляется по отдельному проекту.

При разработке месторождения необходимо обеспечить подъезд автомобильного технологического и обслуживающего транспорта ко всем объектам предприятия. Для движения транспорта запроектированы внутриплощадочные проезды III-в, IV-в технических категорий.

На участок планируется организовать не менее двух въездов. Расстояние между въездами – не более 1500 м.

Параметры технологических проездов и площадок на промплощадках обусловлены СП РК 3.03-122-2013 «Промышленный транспорт» [1], типом применяемых автосамосвалов, грузоподъемностью (категорией по НТП), а также грунтовыми и климатологическими условиями района проектирования. Сеть внутренних проездов и площадок на территории запроектирована с учетом обеспечения внешних перевозок и противопожарного обслуживания.

Откосы укрепляются засевом трав.

Конструкция дорожной одежды принята по типовому проекту серия 3.503-71/88 «Дорожные одежды автомобильных дорог общего пользования:

- щебень фракционированный 20-40 мм, укладываемый по способу заклинки, по ГОСТ 8267-93-0,30 м;

- уплотненный грунт.

Конструкция укрепления обочин принята следующая:

- щебень фракционированный 20-40 мм, укладываемый по способу заклинки, по ГОСТ 8267-93– 0,30 м;

- уплотненный грунт.

Искусственные сооружения, предусмотрено устройство металлических гофрированных труб диаметром 1,5 м.

3 Геология и гидрогеология месторождения

3.1 Геологическое строение месторождения

3.1.1 Краткие сведения о районе месторождения

Колчеданно-медно-цинковое месторождение Лиманное находится в Западном Казахстане и локализуется в центральной части Мугоджар. Месторождение является типичным представителем объектов медно-колчеданного геолого-промышленного типа, широко развитых на Урале и на его южном продолжении на территории Казахстана (Мугоджарский меднорудный район).

Месторождение Лиманное открыто в 1976 году Мугоджарской геофизической экспедицией.

Колчеданные месторождения в Мугоджарах сосредоточены в нескольких рудных районах – в Средне-Орском, Верхне-Орском, Кундыздинском и др. Наиболее крупной региональной структурой, в пределах которой расположены упомянутые рудные районы, является Западно-Мугоджарский мегасинклиорий. Описываемое медно-цинковое месторождение Лиманное находится в Верхне-Орском рудном районе, занимающего центральную часть указанного мегасинклиория.

Фундамент Верхне-Орского рудного района сложен вулканогенными, вулканогенно-осадочными отложениями девона и карбона, перекрытыми мезо-кайнозойскими отложениями. Рассматриваемые вулканогенные образования Верхне-Орского района, к которым приурочено колчеданное оруденение месторождения, имеют полное сходство с вулканитами Средне-Орского района и Южного Урала. Непосредственно в районе месторождения широко распространены вулканогенные образования мугоджарской свиты D2m, относимой к среднему девону.

Наиболее распространенным полезным ископаемым в районе является медь. В настоящее время промышленное значение имеет только медно-цинковое месторождение Лиманное. Ряд медных рудопроявлений, расположенных на небольшом удалении от данного месторождения, заслуживают дальнейшего изучения.

3.1.2 Строение месторождения

Палеозойский фундамент месторождения сложен эффузивно-кластогенными породами мугоджарской свиты (D2m), терригенными отложениями зилаирской свиты (D3–C1zl) и субвулканическими породами, внедрившимися вдоль оперяющих тектонических зон Западно-Мугоджарской региональной структуры. Среди рыхлых мезо-кайнозойских образований выделяются продукты древней коры выветривания, отложения палеогена, неогена и четвертичной системы.

3.1.3 Стратиграфия

Мугоджарская свита (D_2m). Вулканогенные отложения мугоджарской свиты распространены в восточной и центральной частях описываемого месторождения. По составу, составляющих свиту литологических разностей пород, выделяются две толщи – нижняя и верхняя.

Нижняя D_{2m1} (кластогенная фация) сложена лавокластитам, гиалокластитам, подушечными лавами с прослоями яшм и кремней. Представлена существенно стекловатыми, афировыми, реже порфировыми разностями пород базальтового ряда (базальтами, андезито-базальтами, спилитами, базальтовыми порфиритами).

Нижняя кластогенная толща прослежена на поверхности фундамента в виде узкой ленты и имеет ширину от 50 до 130 м. На восток с глубиной ее мощность нарастает. Максимальная мощность толщи в профилях 60, 63 составляет 400 м.

Характерной особенностью описываемой толщи является высокая степень дезинтеграции лавового материала, что привело к накоплению лавокластитов, мелкошаровых пород и гиалокластитов. В разрезе они смешаны в различных пропорциях и фациально близки.

По особенностям микроскопического строения среди отложений нижней толщи выделяются следующие петрографические разновидности: лавокластиты, состоящие из обломков базальтов, андезито-базальтов, спилитов, гиалокластиты – из обломков базальтовых афиров, хлоритолитов, подушечные лавы – из базальтов, базальтовых порфиритов, спилитов.

Лавокластиты (аквагенные туфы) своеобразные обломочные породы, преимущественно состоящие из угловатых обломков основного состава. Основную массу обломков составляют базальты, базальтовые порфириты, спилиты, незначительную примесь составляют обломки слабо раскристаллизованного стекла. Породы в обломках обладают порфировой, вариолитовой, интерсертальной микроструктурами. Состоят из беспорядочно расположенных лейст плагиоклаза (до 30%), моноклинного пироксена и дезинтегрированного основного вулканического стекла. Размер лейст плагиоклаза от 0,15х0,02 до 0,4х0,05 мм. Плагиоклаз деанортизован вплоть до альбита. Акцессорный минерал – сфен. Очень редко в лавокластитах отмечаются прослои гиалобазальтов, обладающих шлаковыми, мелкопузыристыми текстурами и гиалиновыми микроструктурами. Породы состоят из хлоритизированного стекловатого базиса, в котором включены тонкие игольчатые микролиты или кристаллы плагиоклаза.

В разрезе превалирующее положение занимают вскрытые, практически во всех скважинах, лавокластиты, имеющие специфический туфовидный облик, образованный литоидными обломками базальтов, андезито-базальтов и спилитов. Цемент породы зеленовато-желтого цвета карбонат-эпидотового состава. В лавокластитах часто отмечается хорошо выраженная флюидалность. Мелкошаровые образования встречаются в пределах всего разреза нижней толщи вулканитов, причем от общего объема пород они составляют около 20%. Размер подушек незначительный и в среднем составляет 10-15 см, лишь в

отдельных случаях увеличиваясь до 1,5 м, цементируются тем же обломочным лавокластитовым, гиалокластитовым материалом.

Гиалокластиты не имеют широкого распространения и залегают в виде мелких прослоев среди подушечных лав (скв. 19, 26, 173 и др.). Визуально гиалокластиты представляют собой мелкообломочную породу темно-серого, смоляно-черного цвета со слабо выраженным слоистым расположением обломков.

Гиалокластиты представляют собой скопления обломков базальтового афирита и девитрифицированного, в различной степени хлоритизированного основного вулканического стекла размером от десятых долей до 2 см. Цементом служит эпидот, карбонат, иногда в значительной степени замещенные кварцем, хлоритом и примесью тонкораспыленного гематита и гетита.

Подушечные лавы состоят из базальтов, базальтовых порфиритов, спилитов. Основной объем составляют спилиты. Они имеют бледно-зеленый цвет, равномерную окраску, тонкозернистую структуру. Порода состоит из радиально-лучистых или вытянутых сноповидных лейст альбита размером от 0,1-0,2 до 0,6 мм до 50 % от объема породы.

Породы спилитового облика характеризуются большим разнообразием структур. Наиболее характерны спилитовая, олигофировая, вариолитовая, такситовая и другие.

Для нижней толщи характерны слабая степень раскристаллизации мелкошаровых лав, значительные объемы обломочных пород, преобладание афировых разностей пород. Отложения нижней толщи в значительной степени подвержены гематитизации.

Отличительной особенностью нижней толщи является насыщенность ее пород мелкими миндалинами, заполненными хлоритом (размер 2-3 мм) и имеющими неравномерное распределение.

Верхняя D₂m₂ (эффузивная фация) представлена плотными миндалекаменными афировыми, мелкопорфировыми базальтами, реже долеритами. Контакт между верхней и нижней толщами четкий, прослеживается в большинстве скважин и является маркирующим. Во многих скважинах в приконтактных частях установлено внедрение кислых субвулканических тел и их значительная метасоматическая проработка, получившая подтверждение в виде дробления пород в зоне контакта между ними. Тектонические деформации, на контакте вулканитов со сланцами, обусловили образование моноклинали с восточным падением и выход значительной части разреза вулканогенных пород на поверхность фундамента. Падение вулканогенных пород в пределах моноклинали не везде одинаково. В северной части месторождения (профиля 60-64) вулканиты залегают полого, контакт между двумя толщами составляет 45°, на юге породы приобретают более крутое падение 55-75°.

Верхняя толща залегает на отложениях нижней толщи без видимого углового несогласия. Вскрытая мощность отложений толщи превышает 600 м. Состоит она из темно-серых базальтов, слагающих потоки и покровы. В этой толще условно можно выделить следующие зоны:

- зона брекчиевидных базальтов, подвергшихся интенсивному метасоматическому воздействию (нередко с перлитовой отдельностью, миндалекаменных);
- зона измененных, окварцованных, эпидотизированных базальтов, миндалекаменных;
- слабо измененные базальты.

Первая зона расположена в основании верхней толщи и прослеживается через все месторождение, достигая мощности 200 м. Как правило, она сопровождается наличием кислых субвулканических даек. Визуально, это массивные серые породы, разбитые нитевидными, иногда значительными по мощности (до 2,5 см) кварцевыми, кварц-эпидотовыми прожилками. Обломковидные обособления имеют размеры 5-6 см до 20 см.

В центральной части месторождения брекчиевидные обломки описываемой зоны приобретают оплавленную форму. Порода сильно изменена и состоит из хлорита, кварца, серицита.

Вторая зона окварцованных, эпидотизированных, миндалекаменных базальтов имеет мощность от 50 до 150-200 м. Мелкозернистые базальты насыщены кварцем, эпидотом. Миндалины преимущественно кварцевые. В центре миндалин располагается пирит, чаще кристаллический и окружен кварцем, а внешнюю зону составляет хлорит. Диаметр таких миндалин достигает 1,5 см.

Третья зона слабо измененных базальтов распространена к востоку. Породы в ней, преимущественно, окварцованы, реже хлоритизированы, представлены в основном мелкозернистыми афировыми и мелкопорфировыми базальтами с интерсертальной микроструктурой, реже встречаются средне-крупнозернистые долериты с офитовой, пойкилофитовой и долеритовой структурами.

Описанная мугоджарская свита является рудовмещающей.

Зилаирская свита (D₃-C_{1zl}). Отложения свиты располагаются западнее месторождения. Представлены темно-серыми, черными углисто-глинистыми сланцами с тонкими прослоями серых алевролитов, мелкозернистых песчаников. Контакт толщи с вулканитами мугоджарской свиты тектонический, где породы перемяты, раздроблены.

Мезо-кайнозойские образования

Породы мезо-кайнозоя на месторождении полностью перекрывают палеозойские отложения. Выделяются продукты древней коры выветривания, нерасчлененные палеоцен-олигоценные отложения, верхне-миоцен-плиоценовые глины и современные четвертичные отложения. Общая мощность указанных пород на месторождении колеблется от 25 до 80 м.

На месторождении установлено три группы этих пород, отличающихся по составу, структурно-текстурным особенностям и условиям образования:

- субвулканические массивные породы липаритового, липарит-дацитового состава;
- гибридные породы липарит-дацитового, дацитового состава (магматогенно-метасоматические брекчии);
- дайковые породы основного состава.

Первые две группы пород очень близки между собой и по составу, и по условиям образования.

С субвулканическими и гибридными образованиями кислого состава связано колчеданное оруденение на месторождении.

Субвулканические породы представлены липаритами и липаритовыми порфирами. Прослежены они в пределах всего месторождения. Морфология их довольно простая и определяется положением широтных нарушений.

В южной части месторождения на глубине вскрыты массивные липариты, липаритовые порфиры. Вверх по разрезу со смещением на север они фациально замещаются липарит-дацитовыми разностями (липарит-дацит, липарит-дацитовый порфир).

Породы липарит-дацитового состава распространены значительно шире и составляют основную массу кислых субвулканических пород. Преимущественно они имеют порфировую структуру.

Плотные липарит-дацитовые порфиры обычно имеют слабо выраженное пятнистое строение из-за неравномерного содержания кварца, эпидота, наличия прожилков хлорита и кварц.

Гибридные породы составляют значительную часть массива кислых пород, тесно связаны с оруденением и распространены в северной части месторождения. В зависимости от интенсивности изменений вмещающих пород, установлены комковатые, этакситовые, пятнистые, брекчиевидные, псевдофлюидальные разновидности гибридных пород. Контакты последних с субвулканическими породами резкие. Границы их хорошо выделяются не только визуально, но и по гамма-каротажу повышенной активностью. Описываемые породы, прослеженные через все месторождение, имеют тесную связь с богатым медно-колчеданным оруденением и достигают мощности 40-60 м.

Дайковые породы на месторождении представлены диабазами, габбро-диабазами, редко спессартитами.

Диабазы. Мощность их колеблется от 25 до 30 м. Под микроскопом диабазы обладают диабазовой, пойкилофитовой структурами. В порфировых разностях диабазов порфировые вкрапленники представлены таблитчатым плагиоклазом – лабрадором (0,8-1,5 мм) и пироксеном – авгитом (0,5-0,8 мм).

Габбро-диабазы отличаются от диабазов более крупными размерами зерен.

Спессартиты образуют маломощные дайки в пределах верхней толщи. Породы обладают гипидиаморфной структурой и состоят из призматических зерен зеленовато-бурой роговой обманки и плагиоклаза-андезита.

3.1.4 Метасоматические изменения пород

Месторождение Лиманное расположено в пределах Западной зеленокаменной зоны Мугоджар. Все вулканогенные породы месторождения подверглись региональному зеленокаменному метаморфизму, продуктами которого явились следующие фации:

Фация зеленых сланцев. Эффузивы, претерпевшие региональный метаморфизм, характеризуются развитием вторичных минералов: альбита, хлорита, эпидота, сфена. Породы сохранили все признаки первичных структурно-текстурных особенностей пород.

Пумпелиит-пренитовая фация образовалась по породам нижней толщи и является непосредственно связанной с внедрением кислого субвулканического расплава.

Метасоматические преобразования пород, связанные с гидротермальными растворами, сосредоточены преимущественно вблизи рудных тел. В результате развития вторичных минералов – кварца, хлорита, серицита, лейкоксена, сфена, исходные породы подверглись глубоким изменениям. Особенностью описываемых метасоматитов является наличие в них сульфидных минералов: пирита, халькопирита, сфалерита и др. (Таблица 3.1). По составу и количественному соотношению минералов можно выделить следующие типы метасоматитов:

- 1) Серицит-кварцевый
- 2) Кварц-хлоритовый
- 3) Серицит-хлорит-кварцевый

Таблица 3.1 - Минеральный состав гидротермально–измененных пород месторождения

Метасоматиты	Основные минералы	Второстепенные минералы
Серицит-кварцевый	Кварц, серицит, пирит	Каолин в результате гипергенных процессов
Кварц-хлоритовый	Хлорит, кварц	Карбонат, лейкоксен, пирит, эпидот
Кварц-серицит-хлоритовый	Хлорит-серицит, кварц	Карбонат, пирит, эпидот

1) Серицит-кварцевые метасоматиты располагаются или вблизи рудных тел, или среди них и замещают, в большинстве случаев, липарит-дацитовые порфиры или магматогенно-метасоматические брекчии. Состав их простой: кварц образует крупные (до 0,5 см) неравномерные зерна, между которыми расположены мелкочешуйчатые агрегаты серицита.

2) Кварц-хлоритовые метасоматиты расположены висячем боку основных рудных тел и представлены следующими минералами: хлоритом, кварцем, серицитом, из них хлорит и кварц являются преобладающими. Сульфиды в них образуют густую мелкозернистую вкрапленность размером зерен 0,02-0,05 мм, иногда до 0,2 мм.

3) Кварц-серицит-хлоритовые метасоматиты образуют внешний ореол околорудно-измененных пород. Развита они по эффузивам основного состава, лавокластитам, подушечным лавам. Вкрапленность сульфидов неравномерная размером зерен от 0,02 мм до 0,2 мм.

Вмещающие породы, выходящие на поверхность фундамента, подвержены гипергенным изменениям. Порода преимущественно кислого состава выщелочена до алунитов, имеют белый цвет и раковистый излом.

Оруденение месторождения находится на глубине 70 м от поверхности.

3.1.5 Структура месторождения

В целом структура месторождения Лиманное определяется расположением его в зоне Западно-Мугоджарского регионального разлома. От указанного крупного тектонического нарушения ответвлялись оперяющие разломы, в основном широтного направления, в результате чего сформировалась блоковая структура месторождения. В пределах его выделено четыре тектонических блока:

- 1) Северный
- 2) Центральный
- 3) Промежуточный
- 4) Южный

Северный блок. Южная граница опирается на субширотный разлом. На севере протягивается до разлома по р. Орь. Общая длина блока 700 м. На всем его протяжении прослеживается ступенеобразный выступ сланцев, кислые субвулканические породы резко уменьшаются в мощности и выклиниваются, руда приурочена к основанию кислых пород и имеет компактную форму. В северном и южном направлениях наблюдается нормальное выклинивание оруденения.

Центральный блок ограничен субширотными нарушениями, имеет длину около 700 м. Контакт вулканитов со сланцами в верхней части до горизонта 0 пологий, ниже – переходит в вертикальный. Контакт между вулканогенными толщами колеблется от 45 до 50°. В пределах блока сосредоточен значительный запас оруденения. Руды по составу преимущественно медно-колчеданные.

Промежуточный блок также ограничен разломами, имеет длину по простиранию на поверхности фундамента около 250 м, с глубиной его мощность быстро убывает и уже на горизонте – 170 он имеет мощность 140 м. Восточная часть блока опущена на 50 м.

Южный блок на севере ограничен субширотным тектоническим нарушением, на юге блок выходит за рамку карты и опирается на субширотный разлом. Угол падения контакта вулканитов со сланцами в пределах всего блока колеблется от 80 до 90°. Угол падения контакта двух вулканогенных толщ составляет 70°.

Следует отметить, также, немаловажную роль в формировании структуры месторождения толщи осадочных отложений D₃-C₁, образовавших совместно с субмеридиональным разломом скобообразный изгиб – благоприятную для локализации оруденения структурную «ловушку».

3.2 Характеристика полезного ископаемого

Месторождение Лиманное состоит из двух залежей Северной и Центральной, которые сложены семью рудными телами, протягивающимися в меридиональном направлении. По простиранию на 1900 м и на глубину до 825 м.

Интерпретация рудных тел в разрезах и на погоризонтных планах выполнена по данным буровых скважин, подтвержденных методами скважинной геофизики и комплексного

каротажа. Границы рудных тел выделялись с учетом данных стандартного электрического каротажа (КС, ПС), гамма-каротажа (ГК) и токового каротажа (ТК).

Северная залежь расположена в пределах Северного тектонического блока и представлена рудным телом №1. Длина залежи по простиранию 460 м. Углы падения около 50-70°. Рудная залежь имеет постепенное выклинивание. С вмещающей толщей вулканитов, рудные тела залегают согласно, однако, их морфология и элементы залегания в большей степени определяются кислым субвулканическим телом.

Максимальная мощность рудного тела составляет 55 м, длина по простиранию 460 м. Подобная увязка рудных тел хорошо подтверждается и результатами геофизических работ.

Глубины залегания и углы падения Северной залежи приведены в таблице 3.2.

Таблица 3.2 – Глубина залегания и углы падения Северной залежи

№ профилей	Глубина залегания, м			Угол падения, град.		
	минимальная	максимальная	средняя	кровли	подошвы	средний
64	420	445	430	63	65	64
63+100	445	555	500	68	60	64
63	415	635	525	50	85	67
62+100	420	620	520	60	85	72
62	520	635	577	66	78	72

Центральная залежь сложена сближенными кулисообразно залегающими рудными телами №№ 2, 3, 4, 5, 6 и 7. Она вытянута на 1430 м по простиранию через три блока: Центральный, Промежуточный и Южный. В южном направлении руды залежи погружаются на значительную глубину, уменьшаются в размерах, сплошные руды сменяются прожилково-вкрапленными.

В целом рудные тела имеют четкие контакты с гидротермально измененными вмещающими породами и характеризуются линзообразной формой. Глубина залегания и углы падения Центральной залежи даны в таблице 3.3.

Таблица 3.3 – Глубина залегания и углы падения Центральной залежи

№№ профилей	Глубина залегания, м			Угол падения, градусы		
	минимальная	максимальная	средняя	кровли	подошвы	средний
61+100	56	232	144	68	66	67
61	59	261	180	75	64	70
63+100	58	269	123	77	45	61
60	58	278	168	65	43	54
59+100	110	478	204	50	50	50
59	169	455	312	56	40	48
58+100	153	411	282	70	85	77
58	152	461	306	70	85	77

№№ профилей	Глубина залегания, м			Угол падения, градусы		
	минималь- ная	максималь- ная	средняя	кровли	подошвы	средний
57+100	297	568	433	51	89	70
57	331	650	491	58	46	52
56+100	302	648	475	86	30	58
56	309	841	575	79	84	82
55+100	511	816	664	82	85	83
55	631	758	694	85	83	84

Преобладающие запасы месторождения сосредоточены в Центральной залежи, в основном в крупных рудных телах № 2, 3, 4. Мелкие рудные тела 5, 6, 7 вскрыты одиночными скважинами.

Наиболее крупное рудное тело № 2, по простиранию прослежено буровыми скважинами на 1120 м, по падению до 370 м и имеет линзообразную форму. На северном фланге вскрыты сближенные тела RT2a и RT2b, которые отделены от основного рудного тела RT2 породным прослоем от 4 до 10 м. С учетом геофизических исследований получена однозначная увязка описанного рудного тела.

Рудное тело № 3 представлено серией сближенных тел RT3, RT3a и RT3b, тела имеют линзообразную форму, длину по простиранию 295 м, по падению 325 м. Увязка рудных пересечений тел хорошо подтверждена данными скважинных геофизических исследований.

Рудное тело № 4 представлено серией сближенных тел RT4, RT4a и RT4b, вскрытых в южной части залежи. По простиранию тело прослежено на 160 м, по падению до 240 м. Форма его линзообразная, падение крутое восточное. Бурением рудное тело № 4 оконтурено по падению и по восстанию.

3.3 Качественная характеристика и технологические свойства руд

Руды месторождения Лиманное относятся к медно-колчеданному геолого-промышленному типу.

По результатам выполненных исследований (КазИМС, 1981-84 гг.) основными минералами, слагающими рудные тела, являются: пирит, его доля колеблется в пределах 85-90 %, халькопирит (2-4 %), сфалерит (0,5-3,0 %).

Второстепенные минералы: мельниковит-пирит, марказит, галенит, гипогенный гетит, вюртцит, пирротин, сидерит, халькозин, борнит и ковеллин. Редко встречаются волинскит, самородное золото, серебро.

Нерудные минералы представлены кварцем, хлоритом, серицитом, лейкоксоном. По соотношению основных рудных минералов выделяются следующие типы руд: медноцинково-колчеданные (халькопирит-сфалерит-пиритовые, 60 %), медно-колчеданные (халькопирит-пиритовые, 38,5 %) и серно-колчеданные (пиритовые, 1,5 %).

Халькопирит-сфалерит-пиритовая руда массивная, плотная мелкозернистая с неравномернотернистой, брекчиевидной, петельчатой, колломорфной, коррозионной, гранобластовой, криптозернистой, метаколлоидной структурами.

Структура халькопирит-пиритовой руды неравномерно-зернистая, колломорфная, субграфическая, катакластическая. Пиритовые руды залегают среди медно-колчеданных руд. Для этих руд характерны метаколлоидные структуры пирита.

Из природных типов руд, выделенных по минеральному составу как промышленные, выделены два сорта: медно-цинковые и медные.

Преобладают на месторождении массивные сплошные руды (95 %), прожилково-вкрапленные составляют всего 5 %.

На месторождении окисленные и смешанные разности руд отсутствуют. Основными полезными компонентами руд являются медь и цинк, попутными – золото и серебро.

С целью изучения технологических свойств, выделенных промышленных (технологических) сортов были отобраны пробы. В таблицах 3.4, 3.5 приведен химический состав проб для медно-цинковых руд по исследованиям лабораторной пробы № 2 и большеобъемной технологическая пробы 4/84.

Таблица 3.4 – Результаты полного химического пробирного анализов руды по пробе № 2

Наименование элементов, соединений	Содержание, %, г/т	Наименование элементов, соединений	Содержание, %, г/т
Медь	1,62	Фтор	0,01
Цинк	1,68	Фосфор	0,05
Сера	47,64	Кадмий	0,010
Железо	42,62	Мышьяк	0,10
Окись кремния	4,94	Германий	0,0001
Окись алюминия	0,26	Таллий	0,0008
Окись кальция	0,30	Теллур	0,0052
Окись натрия	0,025	Галлий	0,0007
Окись титана	0,025	Селен	0,0107
Окись марганца	0,08	Молибден	0,002
Окись хрома	0,010	Индий	0,0005
Пятиокись ванадия	0,010	Ртуть, г/т	3,4
Окись бария	0,013	Золото, г/т	0,72
Никель	0,010	Серебро, г/т	11,4
Кобальт	0,022	Окись магния	0,10
Свинец	0,13	Окись калия	0,025

Таблица 3.5 – Результаты полного химического и пробирного анализов руды по пробе № 4/84

Наименование элементов, соединений	Содержание, г/т, %	Наименование элементов, соединений	Содержание, г/т, %
Медь	1,85	Магний	0,002
Свинец	0,02	Молибден	н/о
Цинк	0,31	Фосфор	0,008
Железо	42,50	Фтор	0,001
Окись кальция	0,21	Селен	0,008
Окись кремния	4,44	Теллур	0,003
Окись алюминия	0,19	Кобальт	0,025
Окись марганца	0,02	Никель	н/о
Окись магния	0,7	Мышьяк	0,045
Двуокись титана	0,02	Сурьма	0,002
Сернокислый барий	н/о	Ртуть, г/т	0,65
Сера общая	45,89-46,18	Серебро, г/т	5,6
Сера сульфидная	0,46	Золото, г/т	0,2
Натрий	0,09	Индий	н/о
Калий	0,004	Германий	н/о
		Галлий	н/о

При применении схемы прямой селективной флотации получены: из медных руд кондиционный концентрат КМ-5 с извлечением меди 84 %, из медно-цинковых руд кондиционный медный концентрат КМ-6 с извлечением меди 78 %, цинковый концентрат КЦ-4 с извлечением цинка 73 %.

3.4 Инженерно-геологические условия Лиманного месторождения

Согласно Инструкции по изучению инженерно-геологических условий при разведке месторождений твердых полезных ископаемых (ВСЕГИНГЕО) данное месторождение, приуроченное к скальным породам, относится к типу 3-б.

Месторождение имеет двухэтажное строение: верхний этаж, состоящий из несвязных и связных обводненных пород, имеет мощность до 50-70 м; нижний этаж представлен скальными дислоцированными, в разной степени, трещиноватыми породами. В разрезе месторождения можно выделить 2 комплекса пород: верхний песчано-глинистый комплекс (ПГК) и нижний – скальный комплекс (СК), который с аналогичными месторождениями разделен по степени трещиноватости на 2 подкомплекса: трещиноватых (СК_т) и слаботрещиноватых пород (СК_м).

Песчано-глинистый комплекс кайнозойских отложений прослеживается до глубины 70 м. Скальный комплекс расположен ниже 70 м.

СК_т. К породам среднеустойчивым трещиноватым относятся гидротермально измененные породы с реликтами первоначальных структур. Сильная трещиноватость

прослеживается до глубины 100-150 м. Предел прочности при хрупкости 558 МПа. Руды месторождения в целом устойчивы.

СК_м. Устойчивые породы и массивные руды. К ним относятся неизменные базальты, метасоматиты, риодациты, Массивная текстура обеспечивает высокую прочность этим породам. Трещины в значительной степени залечены. Предел прочности при хрупкости 3390 Мпа.

В контуре проектируемых шахтных стволов наибольшим распространением пользуются базальты, риодациты и метасоматиты. Трещины в них залечены кварц-карбонатными минералами, которые достаточно прочно скрепляют породу. Эти породы будут устойчивы в стенках горных выработок, но при подземной отработке в этих породах необходимо проводить частичное крепление в тектонически ослабленных участках.

При подземной отработке, необходимо уделить внимание крупному тектоническому нарушению, расположенному в западной части месторождения и повышенной обводненности месторождения.

Необходимо учитывать вещественный состав заполнителей трещин. При заполнении трещин кварц-карбонатными образованиями, прочность пород в массиве наибольшая. Наименее устойчивые породы, трещины в которых выполнены притертым хлоритом и карбонатом.

В литолого-стратиграфическом отношении месторождение имеет двухъярусное строение. Верхний структурный этаж (ярус) представлен рыхлообломочными горизонтально залегающими мезо-кайнозойскими, в основном, суглинисто-глинистыми отложениями, имеющими мощность от 25 до 80 м, в среднем по месторождению 50-70 м. Ниже залегают рудовмещающие вулканогенные и вулканогенно-осадочные породы палеозоя. Рудные тела имеют линзообразную форму с субвертикальной ориентацией.

Глубина залегания зеркала грунтовых вод в зависимости от рельефа местности и удаления от русла р. Орь варьирует от 2,0 м (скважина 2ГГ) до 3,19 м (скважина 1Г).

В соответствии с «Инструкцией по изучению инженерно-геологических условий месторождений твердых полезных ископаемых при их разведке», составленной институтом «ВСЕГИНГЕО», месторождение относится к средней категории сложности, типу 3б.

Сейсмичность района месторождения согласно СП РК 2.03-30-2017 «Строительство в сейсмических районах» [2] составляет менее 6 баллов, что не накладывает дополнительных требований к строительным конструкциям.

Определение инженерно-геологических свойств пород производилось с учетом петрографических разновидностей, структурно-текстурных и гидрогеологических особенностей их залегания. Породы месторождения представлены (сверху вниз):

- рыхлыми аллювиально-озерными четвертичными отложениями мощностью до 10,0 м;
- глинисто-песчаными верхнемиоцен-плиоценовыми отложениями мощностью до 20,0 м;

– глинисто-песчаными палеоцен-нижне-среднеэоценовыми отложениями мощностью до 20,0 м.

Ниже по разрезу непосредственно залегают среднедевонские трещиноватые базальты, базальтовые порфириды, андезибазальты и их брекчии. Рудные залежи вскрываются под кайнозойскими отложениями на глубине свыше 70 м. Подрудная зона фиксируется на глубинах 115-850 м.

Для зоны покровных отложений определялись естественная влажность, пористость, пластичность, степень водонасыщения, влагоемкость, истинная и объемные плотности.

При изучении физико-механических свойств скальных пород определялись объёмный вес, водопоглощение, открытая пористость и их прочностные свойства, сцепление, влажность, коэффициенты сжатия и растяжения.

Результаты инженерно-геологических исследований пород приведены в таблицах 3.6, 3.7 по книге 2 приложения 38 [18].

Таблица 3.6 - Результаты изучения физических свойств связных пород кайнозоя

Наименование пород	Глубина отбора, от-до, м	Влажность	Влажность, %		Число пласт.	Показатель текучести, %	Объемн. плотность г/см ³	Удельн. плотность г/см ³	Пористость	Коэф. пористости	Полная влагоемкость, %	Коэфф. водонасыщения, %
			текуч.	раск.								
Глины	5	2,4	-	-	-	-	2,14	2,66	44,7	-	-	-
	10	15,6	78	27,54	48,4	24	1,79	2,71	0,54	1,14	42	94
	15	10,8	38,9	14,5	24,4	7	2,24	2,71	0,328	0,488	18	89
	20	16,7	30,5	22,9	40,3	21	2,11	2,67	0,474	0,9	31	94
	25	2,6	28,4	12,1	16,3	39	2,14	2,67	0,329	0,49	18	100
	30	5,9	41,6	15,7	25,9	46	2,12	2,67	0,443	0,80	29	96
	-	21,1	-	-	-	-	2,10	2,66	0,3	-	-	-
	40	25,0	28,2	19,4	8,8	84	1,93	2,55	0,399	0,66	26	100
	45	34,9	-	-	-	-	1,77	2,70	34,4	-	-	-
	50	17,8	-	-	-	-	2,06	2,72	24,3	-	-	-

Таблица 3.7 – Результат изучения физических свойств скальных пород

Наименование пород	Глубина отбора, от-до, м	Прочность при хрупкости, МПа	Плотность, г/см ³	Коэффициент анизотропии	Акустическая жесткость кг/см ² /с	Коэффициент Пуассона	Пористость			σ сж сух., МПа	σ раст. сух., МПа	Истинная плотность, г/см ³	Удельная плотность, г/см ³	Влажность	Пористость	С, МПа	φ, град.
							Юнга, ГПа	Сдвига, ГПа	Об. сжатия, ГПа								
Руда	65-150	555,8-1417,3	4,17-4,49	1,08-1,17	32,8-36,5	0,2	231,0	114,6	144,7	41,9-74,7	4,0-7,4	3,6-3,9	4,6	4-9	2-3,2	17,64	27,46
Брекчия	65-96	639,2-3390,4	2,95	1,23	18,81	0,21	105,4	43,51	60,84	2,89	3,2	2,78	2,70	0,1-0,3	1,0	23,51	42,68
Риодациты	96-187	895,8-3084,7	2,78	1,11	18,89	0,21	109,4	45,15	63,18	194,8	15,6	2,78	2,70	-	-	15,48	39,54
Метасоматиты	70-180	611,4-2640,9	2,85	1,16	20,64	0,2	136,9	57,32	72,27	22,3-124,4	3,2-13,5	2,64	2,82	0,2-3,4	1,1	16,91	34,4
Андезитобазальты	73-120	-	2,74	1,16	17,82	0,19	107,72	45,36	43								

Инженерно-геологическая оценка связных покровных пород надрудной зоны

По рыхлым отложениям удельный вес и объемный вес, соответственно, равны $2,71 \text{ г/см}^3$ и $1,86\text{--}2,14 \text{ г/см}^3$. Для них характерна высокая пористость (53,3 %). В гранулометрическом составе пород покрова преобладает глинистая фракция, которая и дает высокие средние значения пределов пластичности: верхнего – 50,5; нижнего – 3,6. Полная влагоемкость варьирует от 8 до 42 %. Коэффициент водонасыщения достигает 99 %. Влажность на границе текучести от 14,30 до 78 %, на границе раскатывания от 10,7 до 27,7 %. Коэффициент крепости по Протодяконову равен 1.

Угол естественного откоса мокрых и влажных глин составляет $15\text{--}35^\circ$, а мокрого песка $20\text{--}27^\circ$.

При проходке горизонтальных скважин и стволов разведочных вертикальных скважин, возможны пересечения с ослабленными трещиноватыми зонами, что может приводить к выбросам подземных вод.

Инженерно-геологическая оценка скальных пород

Рудное тело характеризуется следующими параметрами. Плотность объемная $3,6\text{--}3,9 \text{ г/см}^3$, удельная $4,6 \text{ г/см}^3$. Влажность 4-9 %. Пористость 2-3,2. Прочностные свойства: прочность при хрупкости 555,8-1417 МПа, прочность при сжатии 41,9-47,7 МПа, при растяжении 4,0-7,4 МПа. Сцепление пород - 17,64 МПа. Угол трения $27,46^\circ$. Коэффициент анизотропии 1,08-1,17. Акустическая жесткость $36,56 \text{ кг/м}^2\text{с}$. Коэффициент Пуассона - 0,2. Модули упругости: Юнга - 231,03 ГПа, сдвига - 114,63 ГПа, объемного сжатия - 144,7 ГПа.

Для подрудной зоны и вмещающих пород характеристики несколько другие. Плотность объемная $2,68 \text{ г/см}^3$, удельная $2,77 \text{ г/см}^3$. Влажность 2-8 %. Пористость 1,1. Прочностные свойства: прочность при хрупкости 2640,9 МПа, прочность при сжатии 124,4-194,8 МПа, при растяжении 15,6 МПа. Сцепление пород - 16,91 МПа. Угол трения $40,35^\circ$.

Коэффициент анизотропии 1,16. Акустическая жесткость $20,64 \text{ кг/м}^2\text{с}$. Коэффициент Пуассона - 0,2. Модули упругости: Юнга-109,34 ГПа, сдвига - 57,32 ГПа, объемного сжатия - 73,27 ГПа.

Горные работы по вмещающим породам преимущественно будут вестись в подрудной части, в довольно устойчивых базальтах, андезито-базальтах, липарит-дацитовых порфирах, в редких случаях по метасоматически измененным разностям, находящихся в околорудном пространстве. В связи с чем, прочность при сжатии для вмещающей толще принимается средней - 73,3 МПа.

В соответствии с инженерно-геологической изученностью, месторождение Лиманное классифицируется как пожароопасное, руды склонны к самовозгоранию. Руды опасны по взрывам сульфидной пыли. Содержание серы в руде может достигать 42-50 %.

Медно-цинковые руды содержат в среднем 5,3 % свободного кремнезема, а вмещающие скальные породы в среднем 25 %. Месторождение потенциально силикозоопасно. В воздухе рабочих зон содержание пыли не должно превышать 2 мг/куб.м .

По данным геофизических работ породам чехла свойственна радиоактивность от 1 до

9 мкр/ч, активность глин фиксировалась в отдельных разведочных скважинах до 2122 мкр/ч. Низкая активность (от 1 до 5 мкр/ч) характерна для песков и песчанистых глин. Глины и суглинки имеют усредненную величину активности от 6 до 9 мкр/ч.

Скальные породы палеозоя характеризуются активностью от 4-6 до 15-20 мкр/ч, причём наибольшей величиной обладают кварц-серицитовые и кварц-серицит-хлоритовые метасоматиты.

Руды месторождения характеризуются содержаниями урана и тория менее 0,001 %, аномальных концентраций радиогенного свинца в них также не обнаружено.

В целом породы и руды месторождения обладают низкой радиоактивностью, в среднем не превышающей 15-22 мкр/ч, что исключает необходимость проведения каких-либо специальных санитарно-гигиенических и других мер защиты. В соответствии с Гигиеническими нормативами «Санитарно-эпидемиологические требования к обеспечению радиационной безопасности» от 2 августа 2022 года № КР ДСМ-71, превышений эффективной дозы облучения для персонала рудника не будет.

Руды в основном малоабразивные – II класс (показатель абразивности – 5-10 мг), породы – от среднеабразивных до высокоабразивных – IV-VII класс (показатель абразивности от 18-30 до 65-90). Категория буримости скальных пород изменяется в пределах – от VII до IX.

3.5 Геологические запасы руды и металлов

Выявленные на месторождении рудные тела не имеют непосредственного выхода на дневную поверхность и залегают глубже 70 метров. Из 8 рудных тел наиболее крупными являются два. Это рудное тело № 1 в Северной залежи прослежено в длину на 460 м, при средней мощности около 40 м. Рудное тело 2 в Центральной залежи имеет длину по простиранию 1100 м. На эти два рудных тела приходится свыше 80% запасов месторождения.

Рудные тела месторождения характеризуются следующими особенностями:

- основные рудные тела Северной залежи залегают в лежащем боку субвулканического тела, рудные тела Центральной залежи – в его висячем боку. Сложены они, в основном, сплошными (массивными) медными, медно-цинковыми и серно-колчеданными рудами. Вкрапленные руды в общей массе составляют порядка 5% и отмечаются в местах выклинивания рудных тел по падению.

Основные рудные тела характеризуются следующими особенностями:

- имеют четкую приуроченность к контакту основных эффузивов с кислыми субвулканическими телами, что типично для колчеданных месторождений;
- они имеют преимущественно линзообразную форму и характеризуются изменчивой мощностью (от 1 до 72,6 м по основным рудным телам);
- непрерывность оруденения в них подтверждена бурением скважин через 50-100 м по простиранию, падению и данными скважинных геофизических исследований;

– основные полезные компоненты характеризуются неравномерным распределением в рудах, что можно судить по коэффициенту вариации Cu – 75,6%, Zn – 82%.

Таким образом, исходя из вышеизложенных особенностей основных рудных тел, месторождение отнесено ко 2 группе сложности для целей разведки.

Месторождение Лиманное состоит из двух залежей – Северной и Центральной.

Рельеф участка месторождения представляет собой равнинную пойму р. Орь, частично расчлененную сетью оврагов.

В зависимости от положения относительно поверхности – глубинного типа. По углу падения залежи - от 40 до 84°, относится к крутопадающему.

По мощности залежи – средней мощности.

Основные рудные тела месторождения имеют ритмичное внутреннее строение, свидетельствующее о неоднократном подновлении рудообразования на описываемом месторождении. Они имеют четкие контакты с вмещающими породами.

Распределение качества полезного ископаемого – неравномерное.

По преобладающим типам пород – руды и вмещающие породы скальные.

Промышленные кондиции утверждены протоколом ГКЗ РК №2616-23-У от 28 ноября 2023 года.

Утверждены параметры промышленных кондиций для условий открытой добычи и уточненные параметры промышленных кондиций для подземной добычи месторождения Лиманное в следующих значениях:

Для условий открытой добычи:

Для балансовых руд:

- подсчитать отдельно запасы медных и медно-цинковых руд;
- бортовое содержание цинка в пробе, включаемой в подсчет запасов при оконтуривании медно-цинковых руд по мощности – 0,8 %;
- бортовое содержание меди в пробе, включаемой в подсчет запасов при оконтуривании медных руд по мощности – 0,7 %;
- минимальная мощность рудного тела, включаемого в контур подсчета запасов – 1,0 м;
- максимальная допустимая мощность прослоев пород и некондиционных руд, включаемых в подсчет запасов – 3,0 м;
- в контурах запасов медных и медно-цинковых руд подсчитать запасы золота и серебра, квалифицировав их по категории С2.

К забалансовым отнести:

- запасы медных руд, подсчитанные при бортовом содержании меди – 0,5 %;
- запасы медно-цинковых руд, подсчитанные при бортовом содержании цинка – 0,6 %;
- запасы серы, кобальта, индия, германия, селена, таллия, теллура, галлия, подсчитанные в балансовых рудах;

– запасы серно-колчеданных руд, подсчитанные при бортовом содержании серы в пробе – 35,0 %;

– запасы серы, подсчитанные в серно-колчеданных рудах.

Для условий подземной добычи:

Для балансовых руд:

– подсчитать отдельно запасы медных и медно-цинковых руд;

– бортовое содержание цинка в пробе, включаемой в подсчет запасов при оконтуривании медно-цинковых руд по мощности – 0,8 %;

– бортовое содержание меди в пробе, включаемой в подсчет запасов при оконтуривании медных руд по мощности – 0,7 %;

– минимальная мощность рудного тела, включаемого в контур подсчета запасов – 1,0 м;

– максимальная допустимая мощность прослоев пород и некондиционных руд, включаемых в подсчет запасов – 3,0 м;

– минимальное промышленное содержание условного металла в блоке:

– условного цинка в медно-цинковых рудах – 4,73 %;

– меди в медных рудах – 1,32 %;

– для приведения к содержанию условного цинка применить следующие переводные коэффициенты: цинка - 1,0, меди - 3,09;

– для приведения к содержанию условного цинка применить следующие переводные коэффициенты: цинка 1,0, меди 3,25;

– минимально учитываемые содержания компонентов при приведении к условному цинку: цинк 0,4 %, медь 0,3 %;

– в контурах запасов медных и медно-цинковых руд подсчитать запасы золота и серебра, квалифицировав их по категории С2;

К забалансовым отнести:

– запасы медных руд, подсчитанные при бортовом содержании меди – 0,5 %;

– запасы медно-цинковых руд, подсчитанные при бортовом содержании цинка – 0,6 %;

– запасы медных и медно-цинковых руд, не отвечающие минимальному промышленному содержанию;

– запасы серы, кобальта, индия, германия, селена, таллия, теллура, галлия, подсчитанные в балансовых рудах;

– запасы серно-колчеданных руд, подсчитанные при бортовом содержании серы в пробе – 35,0 %;

3.5.1 Запасы для проектирования

Для проектирования приняты балансовые запасы месторождения Лиманное категории C1+C2 для подземной отработки согласно утвержденным постоянным разведочным кондициям по протоколу ГКЗ РК №2616-23-У от 28 ноября 2023 года (Приложение Б).

Балансовые запасы, принятые для проектирования по категориям разведанности, приведены в таблице 3.8.

Таблица 3.8 – Запасы принятые к проектированию

Показатели	Ед. изм.	Балансовые запасы по категориям			Забалансовые запасы попутных компонентов
		C1	C2	C1+C2	
Руды подземной добычи, всего					
руда	тыс, т	10440,6	16365,24	26805,84	26805,84
медь	тыс, т	199,22	230,6	429,82	-
цинк	тыс, т	146,09	395,04	541,13	-
золото	кг	-	11934,67	11934,67	-
серебро	т	-	370,78	370,78	-
сера	тыс, т	-	-	-	10464,62
кобальт	т	-	-	-	5684,94
индий	т	-	-	-	100,82
германий	т	-	-	-	16,38
селен	т	-	-	-	1755,27
таллий	т	-	-	-	74,27
теллур	т	-	-	-	2775,95
галлий	т	-	-	-	186,66
средние содержания:					
медь	%	1,91	1,41	1,6	-
цинк	%	1,4	2,41	2,02	-
золото	г/т	-	0,45	0,45	-
серебро	г/т	-	13,83	13,83	-
сера	%	-	-	-	39,04
кобальт	%	-	-	-	0,021
индий	г/т	-	-	-	3,76
германий	г/т	-	-	-	0,61
селен	%	-	-	-	0,007
таллий	г/т	-	-	-	2,77
теллур	%	-	-	-	0,01
галлий	г/т	-	-	-	6,96
в том числе, медные руды:					
руда	тыс, т	5327,26	2018,69	7345,95	7345,95
медь	тыс, т	118,98	46,86	165,84	-
цинк	тыс, т	19,78	8,84	28,62	-
золото	кг	-	2057,56	2057,56	-
серебро	т	-	52,39	52,39	-

Показатели	Ед. изм.	Балансовые запасы по категориям			Забалансовые запасы попутных компонентов
		C1	C2	C1+C2	
сера	тыс, т	-	-	-	2916,15
кобальт	т	-	-	-	2564,49
индий	т	-	-	-	16,75
германий	т	-	-	-	4,7
селен	т	-	-	-	587,68
таллий	т	-	-	-	12,78
теллур	т	-	-	-	440,76
галлий	т	-	-	-	39,15
средние содержания:					
медь	%	2,32	2,32	2,26	-
цинк	%	0,37	0,44	0,39	-
золото	г/т	-	0,28	0,28	-
серебро	г/т	-	7,13	7,13	-
сера	%	-	-	-	39,7
кобальт	%	-	-	-	0,035
индий	г/т	-	-	-	2,28
германий	г/т	-	-	-	0,64
селен	%	-	-	-	0,008
таллий	г/т	-	-	-	1,74
теллур	%	-	-	-	0,006
галлий	г/т	-	-	-	5,33
медно-цинковые руды:					
руда	тыс, т	5113,34	14346,55	19459,89	19459,89
медь	тыс, т	80,24	183,74	263,98	-
цинк	тыс, т	126,31	386,2	512,51	-
золото	кг	-	9877,11	9877,11	-
серебро	т	-	318,39	318,39	-
сера	тыс, т	-	-	-	7548,47
кобальт	т	-	-	-	3120,45
индий	т	-	-	-	84,07
германий	т	-	-	-	11,68
селен	т	-	-	-	1167,59
таллий	т	-	-	-	61,49
теллур	т	-	-	-	2335,19
галлий	т	-	-	-	147,51
средние содержания:					
медь	%	1,57	1,28	1,36	-
цинк	%	2,47	2,69	2,63	-
золото	г/т	-	0,51	0,51	-
серебро	г/т	-	16,36	16,36	-
сера	%	-	-	-	38,79
кобальт	%	-	-	-	0,016

Показатели	Ед. изм.	Балансовые запасы по категориям			Забалансовые запасы попутных компонентов
		C1	C2	C1+C2	
индий	г/т	-	-	-	4,32
германий	г/т	-	-	-	0,6
селен	%	-	-	-	0,006
таллий	г/т	-	-	-	3,16
теллур	%	-	-	-	0,012
галлий	г/т	-	-	-	7,58
серно-колчеданные руды:					
руда	тыс, т	-	-	-	-
сера	тыс, т	-	-	-	-
средние содержания:					
сера	%	-	-	-	-

Примечание: в запасах балансовых руд по сумме категорий C₁+C₂ попутные компоненты (сера, кобальт, индий, германий, селен, таллий, теллур, галлий) учтены в качестве забалансовых.

В расчетах использованы показатели, соответствующие сухой метрической тонне (далее - СМТ).

3.6 Гидрогеологическая характеристика месторождения

3.6.1 Гидрогеологическая изученность района работ

Гидрогеологические исследования в районе работ выполнялись в несколько этапов. В 1961-1962 гг. проводилась гидрогеологическая съемка масштаба 1:200 000, результатом которой стала гидрогеологическая карта, составленная В.В. Недюжиным и др. в 1969 году [3]. Материалы съемки указывают на приуроченность основных водоносных горизонтов, используемых для хозяйственно-питьевого водоснабжения, к отложениям альба-сантона, а также вулканитам и интрузиям кислого состава. Кроме того, были выделены зоны повышенного содержания в воде меди, хрома, никеля и молибдена. Следует отметить, что гидрогеологическая карта 1969 года в настоящее время утратила актуальность, а ее масштаб не обеспечивает достаточной детализации для изучения гидрогеологической обстановки непосредственно в районе месторождения Лиманное.

В последующие годы проводились работы, ориентированные на обеспечение водоснабжения колхозов и совхозов Актюбинской области. Сопутствующие гидрогеологические наблюдения, включавшие опробование поверхностных водоисточников и замеры уровня грунтовых вод в скважинах, проводились в процессе поисковых и съемочных работ различного назначения.

Месторождение Лиманное было открыто в ходе работ 1975-1978 гг. Поисково-оценочные работы на месторождении проводились в 1977-1979 гг., предварительная разведка – в 1979-1985 гг. Сложные гидрогеологические и инженерно-геологические условия разработки, в частности, наличие мощной слоистой толщи рыхлых песчаных и глинистых

отложений с напорными минерализованными водами, а также обширные затапливаемые поймы р. Орь, стали причиной того, что разработка богатого месторождения медных и цинковых руд колчеданного типа началась лишь в 2021 году.

Целенаправленные гидрогеологические исследования на месторождении Лиманное выполнялись на стадиях разведки (1981-1985 гг.) [4] и доразведки в 2010 г. [5] с целью изучения и уточнения гидравлической взаимосвязи поверхностных и подземных вод, фильтрационных свойств палеозойских пород, обводненности зон тектонических нарушений, роли основных водоносных горизонтов, выявления наиболее обводненных участков и зон, а также изучения химического состава подземных вод. По материалам отчета [4], площадь месторождения в значительной степени (до 60 %) систематически заливается поверхностными водами р. Орь во время весенних паводков. Такие паводки наблюдались в 1960, 1964, 1970, 1978 и 1980 годах (то есть раз в 5 лет или 20 раз за столетие), при этом минимальная отметка в р. Орь составляла 281 м, максимальная – 284,2 м (1980 г.).

В 2014 году институтом «Казгипроцветмет» (ТОО «КазГеоруд») был разработан проект промышленной разработки месторождения Лиманное, предусматривавший подземную добычу с учетом опыта эксплуатации шахты Соколовская, работающей в схожих гидрогеологических условиях. Гидрогеологическая обстановка месторождения Лиманное характеризовалась непосредственным залеганием водоносных песков на кровле палеозоя и наличием затапливаемой поймы. Прогнозный водоприток в рудник к концу отработки оценивался в 779 м³/ч. Отмечалась ориентировочность этих расчетов ввиду низкой достоверности исходных данных [6]. Для обеспечения безопасной разработки были предусмотрены следующие мероприятия: специальные способы проходки шахтных стволов, проходка горных выработок с опережающим бурением, водопонижение, создание внешнего кольцевого дренажа (71 скважины со сквозными фильтрами с шагом 20 м для осушения палеогеновых песков и вышележащей глинистой толщи), организация наблюдательной сети скважин, установка манометров и создание гидрогеологической службы.

В 2018 году проект был пересмотрен, в результате чего разработана схема открытых горных работ (первая очередь), предусматривающая отработку 32,3 % запасов карьером до отметки +60. Для защиты карьера от затопления речными водами была спроектирована водоотводная дамба с противифльтрационным экраном из геомембраны. Осушение карьера планировалось поверхностным способом. Прогнозные водопритоки в карьер составляли 760 м³/ч (нормальный) и 1120 м³/ч (максимальный).

В 2018 году выполнены гидрогеологические и инженерно-геологические исследования на площади месторождения, которые заключались в бурении и опробовании скважин по осевой линии дамбы, проектируемой по внешней границе контура месторождения на удаление 100-500 м [7].

В 2020 году были утверждены промышленные кондиции и запасы для условий комбинированной отработки: карьер глубиной 235 м и подземный рудник. В том же году началась проходка карьера, в ходе которой зафиксирован повышенный водоприток (до 661 м³/ч против 238 м³/ч по отчету). В связи с высоким водопитоком и для предотвращения

оползневых явлений в водонасыщенных песчано-глинистых породах возникла необходимость корректировки параметров карьера с уменьшением его глубины с 235 до 160 м. Это повлекло за собой необходимость выполнения технико-экономического обоснования переоценки и пересчета запасов месторождения Лиманное для условий открытой и подземной добычи.

В 2021 году проведены гидрогеологические исследования и разработана геофильтрационная модель месторождения, позволившая прогнозировать водоприток на разных этапах разработки и оценить эффективность проектных решений по осушению. Прогноз водопритока в карьер на конец 2024 года (4-й год разработки, отметка дна карьера 195 м) варьировался от 13,630 тыс. м³/сут (благоприятный сценарий) до 25,570 тыс. м³/сут (неблагоприятный сценарий) [8]. Следует отметить, фактический приток в карьер на конец 2024 года, составивший 22,0 тыс. м³/сут при отметке дна 248 м, превысил неблагоприятные прогнозные значения.

В 2022 году был разработан проект законтурного дренажа (II этап) и пробурено 5 дренажных скважин (№№ 1ГГ-5ГГ) [9]. В 2023 году составлен рабочий проект строительства законтурного дренажа с перекачкой дренажных вод в пруд-испаритель, а в 2024 году построено еще 30 скважин [10]. Тогда же пробурена 31 скважина мониторинговой сети [11].

В 2023 году выполнено технико-экономическое обоснование переоценки балансовых запасов медных и медно-цинковых руд и металлов для условий открытой и подземной добычи с их пересчетом [12].

3.6.2 Характеристика гидрогеологических условий района и месторождения

Район расположен в пределах южной оконечности Уральской складчатой системы и входит в состав Западно-Мугоджарского мегасинклиория, являющегося южным окончанием Тагильско-Магнитогорского прогиба.

Важнейшей тектонической структурой является Западно-Мугоджарский глубинный разлом, представляющий собой крупное разрывное нарушение сбросового типа, прослеживающееся в субмеридиональном направлении. Разлом хорошо выражен в физических полях, дешифрируется на аэрофотоматериалах и на большей части выделяется заметным уступом в рельефе. Наклон поверхности сместителя на разных участках имеет западное и восточное падение, но отклонение от вертикальной плоскости незначительно.

В мезозой-кайнозойский период зона Западно-Мугоджарского глубинного разлома характеризовалась разнонаправленными вертикальными движениями небольших тектонических блоков, что приводило к возникновению грабенов и впадин в отложениях платформенного чехла.

Наиболее значительным разломом является Кокпетинский сброс, ограничивающий с запада Усть-Кокпетинскую впадину с амплитудой более 300 м. Усть-Кокпетинская впадина имеет асимметричное строение и вытянута вдоль Западно-Мугоджарского разлома, являющегося ее западной границей.

Месторождение Лиманное располагается в западной части Усть-Кокпектинской впадины. В строении месторождения участвуют два основных структурных комплекса пород, резко отличающихся в тектоническом отношении: сравнительно простой слабо дислоцированный комплекс платформенного чехла, сложенный осадочными отложениями мезозой-кайнозоя; и сложно построенный комплекс дислоцированного основания, представленный осадочными, вулканогенными и интрузивными образованиями палеозоя.

Геологическое строение района по разные стороны от Западно-Мугоджарского глубинного разлома резко отличается. К западу от разлома палеозойский фундамент практически выходит на поверхность земли, тогда как к востоку от разлома фундамент залегает на больших глубинах и перекрыт мощной осадочной толщей преимущественно кайнозойского возраста, представляющей собой артезианский бассейн. Сам Западно-Мугоджарский глубинный разлом представляет собой своеобразную ступеньку с амплитудой более 300 м. Все это отразилось в рельефе кровли палеозойского скального фундамента.

На рассматриваемой территории выделяются следующие горизонты и комплексы:

- четвертичный водоносный горизонт аллювиальных отложений;
- неогеновый водоупор кудуксайской свиты;
- верхнеэоценовый водоносный горизонт казацкой свиты;
- палеоген-меловой водоупор;
- трещинно-жильный водоносный горизонт палеозойского фундамента;
- монолитные горные породы палеозойского фундамента.

Четвертичный водоносный горизонт аллювиальных отложений

Аллювиальные отложения широко распространены в пределах долины р. Орь к востоку от Западно-Мугоджарского глубинного разлома, где долина реки особенно широка. Аллювиальные отложения имеют среднюю суммарную мощность около 5-10 м, причем к пойме р. Орь мощность возрастает до 15 м, а к бортам долины аллювиальные отложения полностью выклиниваются. Аллювиальные отложения разделяются на несколько типов, но в целом они образуют единый водоносный горизонт.

Водовмещающие отложения представлены светло-серыми мелкозернистыми полимиктовыми песками с тонким прослоем гравия в подошве горизонта и небольшим слоем суглинков и глинистых песков в верхней части отложений.

Глубина залегания зеркала грунтовых вод в зависимости от рельефа местности и удаления от русла реки варьирует от 2,0 м (скважина 2ГГ) до 3,19 м (скважина 1Г). Дебиты указанных скважин при опробовании составили 0,7 и 0,3 л/с при понижениях уровня на 6,7 и 3,01 м соответственно, удельный дебит – 0,1 л/с×м. Проводимость, определенная по результатам откачки из скважины 1Г, составила 23,6 м²/сут [4], что при водонасыщенной мощности аллювия по этой скважине 4 м дает средневзвешенный коэффициент фильтрации 5,9 м/сут. По скважине 2ГГ [5] проводимость по удельному дебиту составила порядка 10 м²/сут, что при водонасыщенной мощности аллювия по этой скважине 6 м дает

средневзвешенный коэффициент фильтрации 1,7 м/сут. Средний коэффициент фильтрации аллювиальных отложений составляет порядка 4 м/сут.

Коэффициент фильтрации, полученный в результате калибровки геофильтрационной модели в рамках научно-исследовательской работы, составил 6 м/сут. Коэффициент фильтрации в вертикальном направлении принят равным 0,6 м/сут.

Четвертичный водоносный горизонт аллювиальных отложений повсеместно является безнапорным, коэффициент гравитационной водоотдачи аллювиальных песков по литературным источникам оценивается на уровне 0,2.

Минерализация вод аллювиального водоносного горизонта по скважинам 1Г и 2ГГ составила 2,4 и 4,57 г/л соответственно [4,5].

Питание грунтовых вод осуществляется за счет инфильтрации атмосферных осадков и фильтрации поверхностных вод р. Орь, а также временных водотоков в период снеготаяния. Разгрузка происходит за счет транспирации растениями, дренирования р. Орь в меженный период и перетока в низелегающие водоносные комплексы.

Неогеновый водоупор кудуксайской свиты

Мощность неогенового водоупора кудуксайской свиты закономерно возрастает с востока на запад и достигает максимальных значений 80-110 м уже на контуре Южно-Мугоджарского глубинного разлома.

Кудуксайская свита (Nkd) представлена сравнительно выдержанной и однообразной толщей глин с маломощными линзами и прослоями песков, в основании иногда отмечаются кварцевые пески и щебень палеозойских пород.

По результатам лабораторных работ [7], медианное значение коэффициента фильтрации по 35 образцам составило 0,0074 м/сут. С учетом стандартного отклонения (0,0047 м/сут), коэффициент фильтрации по большинству образцов (по 80 %) лежит в интервале от 0,003 до 0,012 м/сут.

Проводимость неогенового водоупора кудуксайской свиты связана с наличием редких песчаных прослоев. В районе месторождения Лиманное данная толща была опробована скважинами 4Г [4] и 4ГГ [5], вскрывшими неогеновые линзы песков мощностью 4 и 10 м. Дебиты скважин при откачках составили 1,0 л/с при понижениях уровня на 7,2 и 17,3 м, удельные дебиты – 0,14 и 0,06 л/с×м. На основании этих откачек проводимость неогенового водоупора на участке месторождения Лиманное может оцениваться на уровне 6-14 м²/сут (по удельному дебиту рассмотренных скважин). Учитывая, что мощность неогенового водоупора кудуксайской свиты по скважинам 4Г и 4ГГ составляет 4-10 м, средневзвешенный коэффициент фильтрации неогенового водоупора в горизонтальном направлении может оцениваться на уровне 2 м/сут [8].

По данным одиночных откачек в скважинах 2ц, 2иг (1н), 3ц, 3иг (3н) и 4н [7], средний коэффициент фильтрации составляет 1,5 м/сут.

Коэффициент фильтрации в горизонтальном направлении, полученный в результате калибровки геофильтрационной модели в рамках научно-исследовательской работы, составил

0,5 м/сут. Коэффициент фильтрации в вертикальном направлении принят равным 0,0005 м/сут.

Упругая водоотдача глин неогенового водоупора кудуксайской свиты принята равной 0,2.

Минерализация вод неогенового водоупора по скважинам 4Г, 4ГГ, 2ц, 2иг (1н), 3ц, 3иг (3н) и 4н составила 4,5-6,0 г/л [4,5,7].

Верхнеэоценовый водоносный горизонт казацкой свиты

Отложения казацкой свиты выдержанной мощности в рассматриваемом районе сохранились только в пределах Усть-Кокпектинской впадины. По этой причине площадь распространения отложений казацкой свиты (P_2kzc) в целом совпадает с акчатской, которую она согласно перекрывает. Тем не менее, в восточном и южном направлении площадь распространения казацкой свиты несколько больше, чем у акчатской. В этих краевых частях, и, в том числе, непосредственно на участке месторождения Лиманное, верхнеэоценовый водоносный горизонт залегает прямо на палеозойском водоносном горизонте и водоупор между ними отсутствует.

В разрезе казацкой свиты широко развиты кварцевые пески различной зернистости, вплоть до грубозернистых, обычно плохо сортированные и окатанные, с большим количеством обугленного растительного детрита, прослоями серых и черных глин и повсеместно встречающимися тонкими пропластками лигнита. Прослой кварцитовидных песчаников маломощны и не играют большой роли в составе толщи. Значительные мощности, более грубый состав песков, наличие лигнитов и прослоев темных, преимущественные каолиновых глин свидетельствуют о накоплении осадков в пределах относительно неглубоких ограниченных водоемов с меняющимся режимом осадконакопления, непосредственно влияющим на количество и характер материала, выносимого реками.

Мощность верхнеэоценового водоносного горизонта казацкой свиты закономерно возрастает с востока на запад. На границе Западно-Мугоджарского глубинного разлома мощность верхнеэоценового водоносного горизонта казацкой свиты достигает до 80 м.

Проводимость по скважинам 2Г, 3Г, 5Г, 18Г определена от 3,95 до 5,15 м²/сут [4]. По результатам обработки результатов кустовых откачек [7] методом временного прослеживания, проводимость верхнеэоценового водоносного горизонта по наблюдательным скважинам кустов (1н, 2н, 3н, 4н) в среднем составила 166 м²/сут, коэффициент фильтрации – 8,8 м/сут. Пьезопроводность по этим же скважинам в среднем – $2,8 \cdot 10^4$ м²/сут. Упругая водоотдача пласта при этом оценивается на уровне 0,006. Мощность верхнеэоценового водоносного горизонта казацкой свиты на участке опытных кустов 2ц и 3ц составляет 18 и 21 м соответственно (в среднем 20 м). Зная мощность, можно рассчитать средний коэффициент фильтрации в горизонтальном направлении ($166 / 20 = 8,3$ м/сут) и упругую водоотдачу горной породы $0,006 / 20 = 3 \cdot 10^{-4}$.

В 2022 году с целью уточнения гидродинамических параметров в отложениях верхнеэоценового водоносного горизонта выполнены опытные одиночные одиночки в

скважинах 1ГГ-5ГГ [9]. Среднее значение коэффициента водопроводимости составило 357 м²/сут, коэффициента фильтрации – 12,7 м/сут.

В результате калибровки геофильтрационной модели, выполненной в рамках научно-исследовательской работы, коэффициент фильтрации был определен как 10 м/сут. Анизотропия коэффициента фильтрации не учитывалась, поэтому коэффициент фильтрации в вертикальном направлении был принят равным горизонтальному. Упругая водоотдача установлена на уровне $1,5 \times 10^{-4}$.

Минерализация вод верхнеэоценового водоносного горизонта по скважинам 2Г, 3Г, 5Г, 18Г, 1ГГ, 1Г и 5ГГ составила 2,7-8,9 г/л [4,5,7].

Палеоген-меловой водоупор

Палеоген-меловой водоупор сохранился только в пределах Усть-Кокпектинской впадины и представляет собой замкнутую ограниченную в плане структуру. Мощность данного водоупора максимальная на участках самого глубокого залегания палеозойского фундамента, то есть возрастает по направлению с востока на запад в сторону Западно-Мугоджарского глубинного разлома, где мощность данного водоупора может превышать 100 м.

Палеоген-меловой водоупор может иметь как двухслойное, так и однослойное строение. Верхний палеогеновый ярус сложен отложениями акчатской свиты (P2ak), которые распространены повсеместно в пределах всей площади палеоген-мелового водоупора. Нижний меловой ярус сложен нерасчлененными отложениями сеноман-турона (K2s-t), которые распространены там, где кровля палеозойского фундамента опускается ниже глубин 100-150 м.

Палеоген-меловой водоупор опытно-фильтрационными работами не опробован и лабораторные работы по определению коэффициента фильтрации по образцам из скважин тоже не проводились.

Коэффициент фильтрации, полученный в результате калибровки геофильтрационной модели в рамках научно-исследовательской работы, составил 1 м/сут. Коэффициент фильтрации в вертикальном направлении принят равным 0,1 м/сут.

Упругая водоотдача палеоген-мелового водоупора установлена на уровне 0,04 [8].

Трецинно-жильный водоносный горизонт палеозойского фундамента

Палеозойский фундамент сложен различными горными породами от среднего девона до нижнего карбона, представленными мугоджарской толщей, куркудукской свитой, терригенной толщей и зилаирской свитой.

Водоносная зона открытой трециноватости верхнедевон-нижнекарбоновых (зилаирская свита) образований (D₃-C₁tzl) развита в западной части месторождения. Трециноватость пород обусловлена их слоистостью, процессами выветривания и тектоническими движениями. Мощность активной трециноватой зоны в погруженной части района не превышает 9-15 м, в местах выхода отложений на поверхность – 50 м.

Непосредственно на месторождении Лиманное зилаирская свита вскрыта и опробована гидрогеологическими скважинами 14Г и 15Г. С поверхности водовмещающие

образования перекрыты глинисто-песчаными кайнозойскими отложениями мощностью 80-110 м. Подземные воды приурочены к трещиноватым алевролитам и мелко-среднезернистым песчаникам. Трещины в основном залечены кварцевым и кварцево-карбонатным цементом. Зона напорная. Трещинные воды вскрыты на глубинах от 84,6-110,5 м. Пьезометрические уровни установились на глубине 3,4-3,5 м, высота напора достигает 81,1-107,0 м над кровлей водоносной зоны. Дебиты скважин 14Г и 15Г при откачках составили 0,12 и 1,38 л/с при понижениях уровней на 19,2 и 11,61 м, соответственно. Удельные дебиты скважин при этом составили 0,006-0,119 л/с×м (ориентировочная величина проводимости 0,6-12 м²/сут).

Следует отметить, что скважиной 15Г опробована подрудная зона. Рудное тело, залегающее на глубине от 57,6 до 103,5 м, полностью перекрыто, тем не менее, создаваемая при откачке воронка депрессии захватывает верхнюю часть разреза, и создает предпосылки для существенного увеличения дебита. Рудное тело разбито ярко выраженной сетью трещин с характерным налетом ожелезнения, свидетельствующим о значительной водопропускной способности пород.

Кроме того, зона трещиноватости в породах зилаирской свиты была вскрыта скважинами 2ГГ и 3ГГ при проведении гидрогеологических и инженерно-геологических работ на участке водоотводной дамбы к западу от карьера [7]. На участке скважин 2ГГ и 3ГГ зилаирская свита вскрыта на глубинах 79 и 94 м соответственно. При дебите скважин 0,1 л/с понижения в скважинах составили 74,51 и 78,06 м (удельный дебит 0,0013 л/с×м). Это говорит практически о безводности пород зилаирской свиты на участке глубокого погружения фундамента.

Из всего вышесказанного следует, что максимальная проводимость зоны трещиноватости горных пород зилаирской свиты не превышает 12 м²/сут в околорудной зоне месторождения Лиманное.

Водоносная зона открытой трещиноватости среднедевонских (мугоджарская свита) образований (D2mg). Этот комплекс отложений представлен диабазами, спилитами, туфами, туфобрекчиями, вариолитами, диабазовыми порфиритами. Отложения частично выходят на поверхность. Глубина зоны активной трещиноватости достигает 30-60 м, иногда и более (Недюжин В.В., 1971). Большинство трещин выполнено кальцитом, глинистыми продуктами. Водоносность отложений весьма различная и зависит от минералогического состава водовмещающих пород и степени их трещиноватости.

Непосредственно на месторождения Лиманное мугоджарская толща развита в центральной и восточной частях. Водовмещающими являются трещиноватые базальты, базальтовые порфириты, андезиты-базальты и их брекчии, риодациты и метасоматиты. За пределами рудоносной зоны трещины залечены кварцевым и кварцево-карбонатным цементом.

В скважинах 3ГГ (интервал 79-200 м), 7ГГ (интервал 66,1-200 м), 8ГГ (интервал 57,2-200 м) и 9ГГ (интервал 41-200 м), пробуренных за пределами рудоносной зоны, дебиты составили 1,1 л/с, 15,0 л/с, 0,9 л/с и 0,8 л/с при понижениях 34,96 м, 20,36 м, 36,96 м и 28,96 м соответственно [5]. Удельные дебиты скважин 3ГГ, 8ГГ и 9ГГ составили 0,031, 0,024, 0,027

л/с×м, что соответствует проводимости на уровне 3 м²/сут. Средний коэффициент фильтрации – 0,02 м/сут.

В скважинах, пробуренных непосредственно в контуре рудоносной зоны, водообильность зоны трещиноватости значительно выше. Скважиной 5ГГ рудное тело, залегающее в интервале 63,5-150 м, вскрыто на полную мощность и опробовано пробной откачкой. Дебит скважины составил 14,5 л/с при понижении уровня на 18,47 м. Удельный дебит достиг 0,79 л/с×м. Скважиной 6ГГ вскрыта и опробована верхняя часть рудоносной зоны (интервал 64-100 м). Даже при наличии довольно незначительного по мощности рудоносного тела дебит достиг 12,5 л/с при понижении уровня на 19,81 м, т.е. удельный дебит составил 0,63 л/с×м. [5]. Средний удельный дебит по скважинам рудной зоны в пределах мугоджарской свиты составляет 0,71 л/с×м, что соответствует проводимости на уровне 71 м²/сут. Коэффициент фильтрации – 1,02-1,75 м/сут.

Скважинами 7Г и 8Г опробована подрудная зона (интервалы 68-166,9 м и 72-140 м), дебиты составили 5,7 и 10 л/с при понижениях уровня на 3,0 и 4,8 м соответственно, удельные дебиты – 1,9 и 2,08 л/с×м. Проводимость определена в диапазоне 25,3-32,4 м²/сут, средний коэффициент фильтрации – 0,35 м/сут [4].

Кроме мугоджарской и зилаирской свит остальные комплексы горных пород палеозоя имеют ограниченную площадь распространения и опытными откачками в рассматриваемом районе не опробованы. По литологии они ближе к горным породам мугоджарской свиты.

Трещинная пустотность в слабопроницаемых трещиноватых горных породах редко превышает 0,001. Именно это значение может быть принято в качестве гравитационной водоотдачи горных пород палеозойского фундамента. Упругая водоотдача таких горных пород ещё, как минимум, на порядок меньше.

Монолитные горные породы палеозойского фундамента

Ниже зоны взаимосвязанных трещин расположена зона локальных не связанных трещин, приуроченных к линейным тектоническим зонам. Единый водоносный горизонт в этой зоне отсутствует вследствие отсутствия гидравлической взаимосвязи между отдельными локальными водоносными зонами. Фоновая водопроницаемость такого скального массива крайне мала. Как показывает опыт проведения поинтервальных откачек в скальных массивах на таких глубинах (месторождение Элькон в Якутии, Малмыжское в Хабаровском крае), средний коэффициент фильтрации здесь имеет порядок 0,001 м/сут [8].

3.6.3 Общие закономерности химического состава подземных вод и анализ качества поверхностных вод

Характер химического состава подземных вод в районе месторождения Лиманное определяется особенностями геологического строения. Здесь расположена тектоническая ступень в фундаменте, приуроченная к Западно-Мугоджарскому глубинному разлому и примыкающая к ней с востока Усть-Кокпектинская впадина, вмещающая захороненный

артезианский бассейн. Месторождение Лиманное расположено на восточной окраине этого артезианского бассейна, вмещающего минерализованные воды.

Химический состав подземных вод на участке месторождения близок к химическому составу морской воды, разбавленной в разных соотношениях, в зависимости от глубины. На глубине около 100 м минерализация подземных вод достигает почти одной трети минерализации морской воды. Это свидетельствует о том, что подземные воды артезианского бассейна Усть-Кокпектинской впадины представляют собой остатки морских вод, зафиксированных здесь со времен последней морской трансгрессии. Ограниченные условия водообмена способствовали сохранению морского характера этих вод, в то время как опреснение происходит в основном за счет диффузии с поверхности.

Минерализация подземных вод в основных водоносных горизонтах достигает 6-8 г/л, что составляет около четверти концентрации морской воды. Сброс таких вод в р. Орь недопустим по экологическим причинам, что делает размещение дренажных вод в прудах-испарителях единственным приемлемым решением.

В рамках настоящих работ выполнен анализ качества поверхностных и подземных вод, который выявил ряд гидрохимических особенностей данной территории.

Поверхностные воды р. Орь характеризуются сравнительно низкой минерализацией, содержание сухого остатка колеблется от 459 до 1481 мг/л.

Минерализация вод аллювиального горизонта значительно выше и составляет от 1726 до 3594 мг/л. Аномально высокие значения зафиксированы в скважинах №№ 311, 326 и 329, где содержание сухого остатка варьируется от 7629 до 9262 мг/л. Эти скважины расположены между карьером и прудом-испарителем, что указывает на влияние этих объектов на гидрохимический состав подземных вод в данной области.

Содержание сухого остатка в верхнеэоценовом горизонте колеблется от 3078 до 6904 мг/л. Увеличение минерализации с глубиной соответствует общим гидрогеологическим закономерностям и может быть объяснено анизотропией неогеновых отложений, которая затрудняет водообмен. В водопонижительных скважинах минерализация достигает 12724 мг/л.

В прибортовых каналах карьера содержание сухого остатка составляет от 3401 до 5856 мг/л, что значительно превышает показатели р. Орь. Это свидетельствует об отсутствии значимого разбавления подземных вод речными, что подтверждает эффективность противофильтрационного экрана дамбы. Минерализация воды в пруду-испарителе достигает 7312 мг/л, что является высоким показателем и указывает на потенциальную угрозу загрязнения прилегающих подземных вод при наличии утечек.

В целом, проведенный анализ демонстрирует выраженную вертикальную зональность минерализации вод – от сравнительно низких значений в поверхностных водах р. Орь до значительно более высоких в глубоких водоносных горизонтах. Выявлены локальные зоны аномально высокой минерализации, особенно вблизи пруда-испарителя, что свидетельствует о их значительном влиянии на гидрохимический режим прилегающих подземных вод. Эффективность противофильтрационной дамбы подтверждается отсутствием разбавления подземных вод речными.

3.6.4 Гидродинамические условия месторождения

Гидрогеологические условия месторождения Лиманное характеризуются как сложные. Это обусловлено следующими факторами:

- широкая пойма р. Орь подвергается затоплениям в период весеннего половодья, что оказывает влияние на динамику уровней подземных вод и процессы фильтрации;
- водоносные горизонты характеризуются высокими фильтрационными свойствами, что приводит к значительным притокам подземных вод в горные выработки;
- верхняя часть геологического разреза сложена породами с низкой устойчивостью, что создает риски обрушений и оползней;
- минерализация подземных вод достигает 6-8 г/л, что исключает возможность их непосредственного сброса в реку и остро ставит вопрос об утилизации этих вод.

Для минимизации негативного влияния поверхностных и подземных вод на горные работы реализован комплекс инженерно-технических мероприятий, включающий строительство водоотводной дамбы с противофильтрационным экраном из геомембраны, перекрывающим всю мощность аллювиальных отложений [13]. Глубина заложения экрана составляет 10-13 м.



Рисунок 3.1 – Спутниковый снимок территории месторождения Лиманное

С целью предотвращения подтопления карьера подземными водами была предусмотрена система из 35 дренажных (водопонизительных) скважин, расположенных за пределами контура карьера [10]. На текущий момент данная система не функционирует. Откачка подземных вод осуществляется насосами из зумпфов, расположенных непосредственно в карьере. Анализ динамики водоприток в карьер за период с июня 2021 года по июнь 2025 года демонстрирует устойчивый рост притоков: их величина увеличилась с 3,3 тыс. м³/сут (138 м³/ч) в начале рассматриваемого периода до максимального значения 31,2 тыс. м³/сут (1300 м³/ч) к июню 2025 года. По состоянию на сентябрь 2025 года водоприток составил 30,1 тыс. м³/сут (1254 м³/ч). Вместе с тем, на протяжении всего периода для водоприток в карьер не характерны выраженные сезонные колебания, что отчетливо видно на представленном графике (Рисунок 3.2): повышение и понижение притоков происходят

2025	План горных работ по отработке месторождения «Лиманное» (вторая очередь – подземные горные работы). План ликвидации. Этап 3. Том 1	52

постепенно и не привязаны к конкретным сезонам года. Данный факт ставит под сомнение существенный вклад реки в обводнение карьера, который был заложен в основу геофильтрационной модели, разработанной в 2021 году [8].

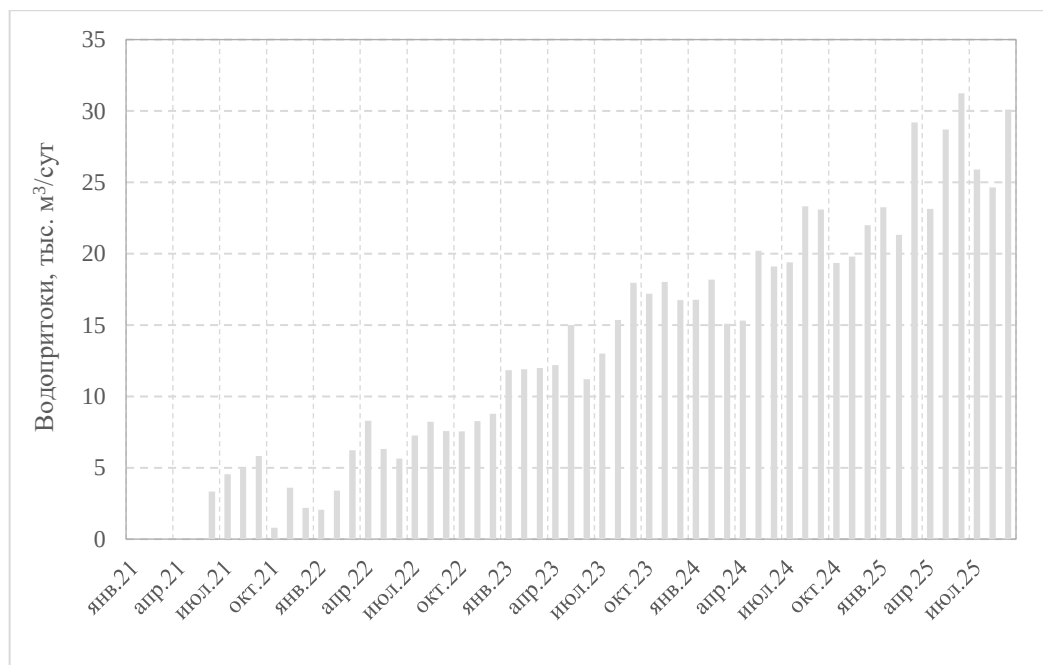


Рисунок 3.2 – Изменение водопритоков в карьер за период 2021-2025 гг.

Откачиваемые воды направляются для утилизации в пруд-испаритель, состоящий из трёх секций общим объемом 20,3 млн. м³ [14]. Секции №№ 1 и 2 заполнены до проектной мощности, секция № 3 – на 37 %. Наблюдения за прудом-испарителем выявили утечки в секции № 2 с глинистым основанием, в то время как утечки из секции № 1 с герметичным основанием не были зафиксированы. Это требует дополнительных мероприятий по гидроизоляции основания секции № 2. Кроме того, полное заполнение секции № 3 ожидается к началу 2026 года, что указывает на необходимость поиска дополнительных решений для утилизации откачиваемых вод. Для обеспечения непрерывной утилизации объемов откачиваемых подземных вод к указанному сроку планируется увеличение мощности пруда-испарителя посредством увеличения высоты существующей дамбы или строительства дополнительной секции.

В 2024 году для мониторинга изменений гидрогеологической обстановки создана сеть наблюдательных скважин, включающая: 22 скважины на четвертичный водоносный горизонт аллювиальных отложений и 9 скважин на верхнеэоценовый водоносный горизонт казацкой свиты [15]. Скважины на четвертичный водоносный горизонт аллювиальных отложений спроектированы попарно: в пределах дамбы и за ее пределами (Рисунок 3.3). Данные доступны лишь за периоды с августа по сентябрь 2024 года и с мая по сентябрь 2025 года, что недостаточно для проведения полноценного анализа. Тем не менее, анализ имеющихся данных позволяет сделать некоторые выводы.

Аллювиальный и верхнеэоценовый водоносные горизонты имеют ограниченную гидравлическую связь, что затрудняет водообмен между ними. Существенная разница в уровнях воды (Рисунок 3.4) указывает на наличие разделяющей толщи, подтверждающей анизотропию неогенового водоупора.

Уровни подземных вод аллювиального водоносного горизонта в пределах дамбы ниже, чем за ее пределами (Рисунок 3.5). Это указывает на то, что водозащитная дамба с противодиффузионным экраном эффективно выполняет свою функцию, создавая барьер для поступления подземных вод в карьер.

Режимные наблюдения также проводятся в 5 дренажных скважинах (№№ 1ГГ-5ГГ), построенных в контуре дамбы в 2022 году. Указанные скважины оборудованы на совмещенные аллювиальный и верхнеэоценовый водоносные горизонты. Анализ данных за период с июня 2022 года по сентябрь 2025 года показывает общую тенденцию к снижению уровней подземных вод с течением времени, обусловленную осушением карьера (Рисунок 3.6). Аномальные уровни в скважине 4ГГ, расположенной в северной части месторождения, могут свидетельствовать о технических проблемах скважины, наличии разломов или других факторов.

По результатам георадарных исследований, выполненных в 2018 году в рамках гидрогеологических и инженерно-геологических исследований, сделан вывод о наличии крупного тектонического нарушения в северо-восточной части месторождения.



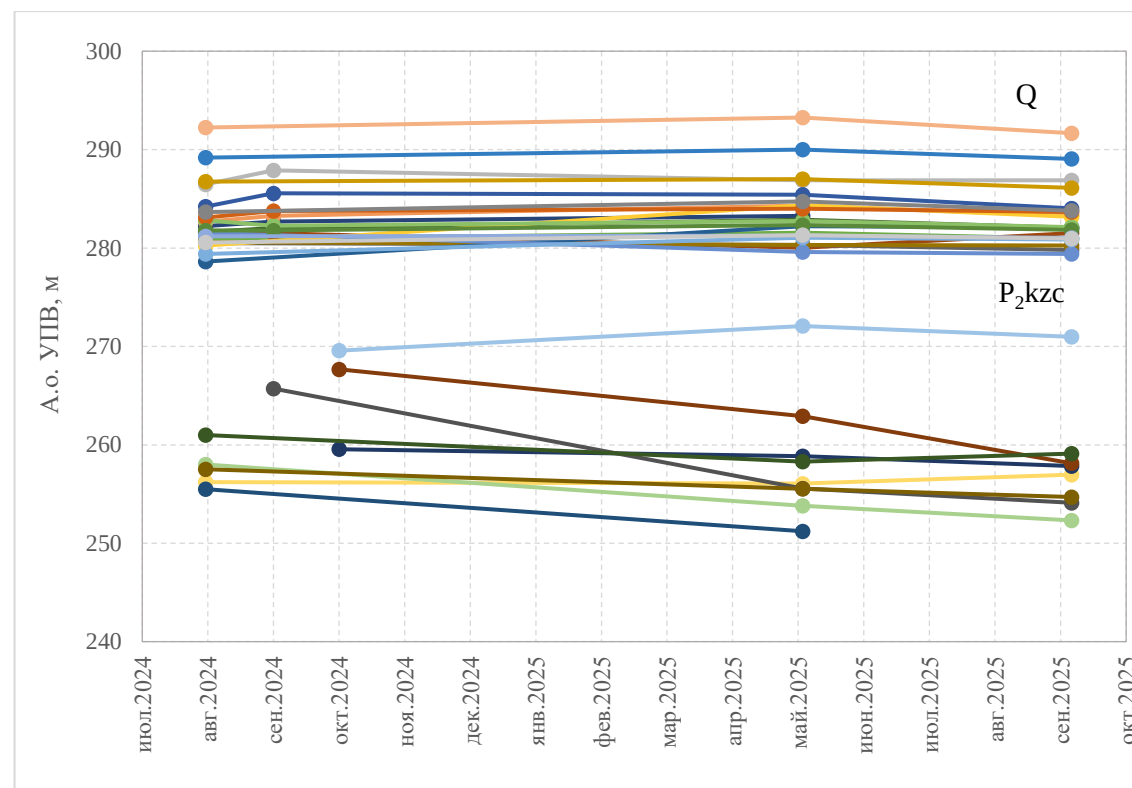
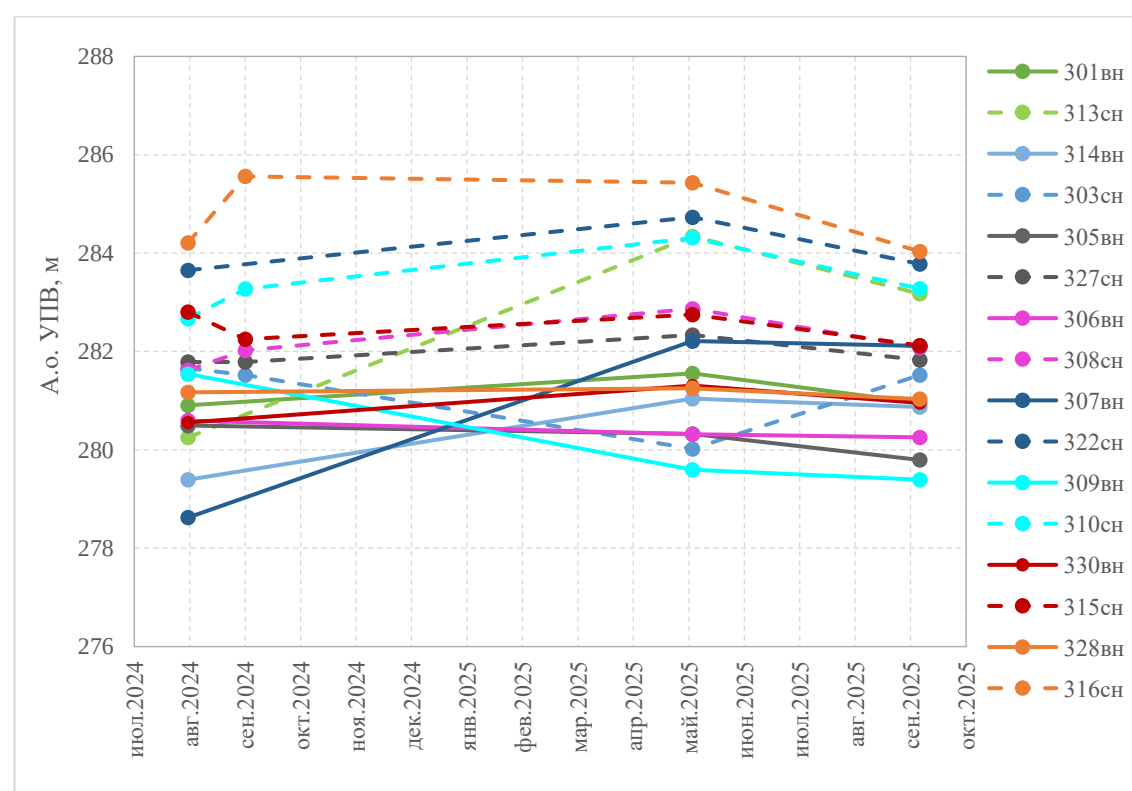


Рисунок 3.4 - Сопоставление уровней подземных вод аллювиального и верхнеэоценового водоносных горизонтов



Штрихпунктирные линии – скважины, расположенные за пределами дамбы

Рисунок 3.5 - Сопоставление уровней подземных вод аллювиального водоносного горизонта в пределах дамбы и за ее пределами

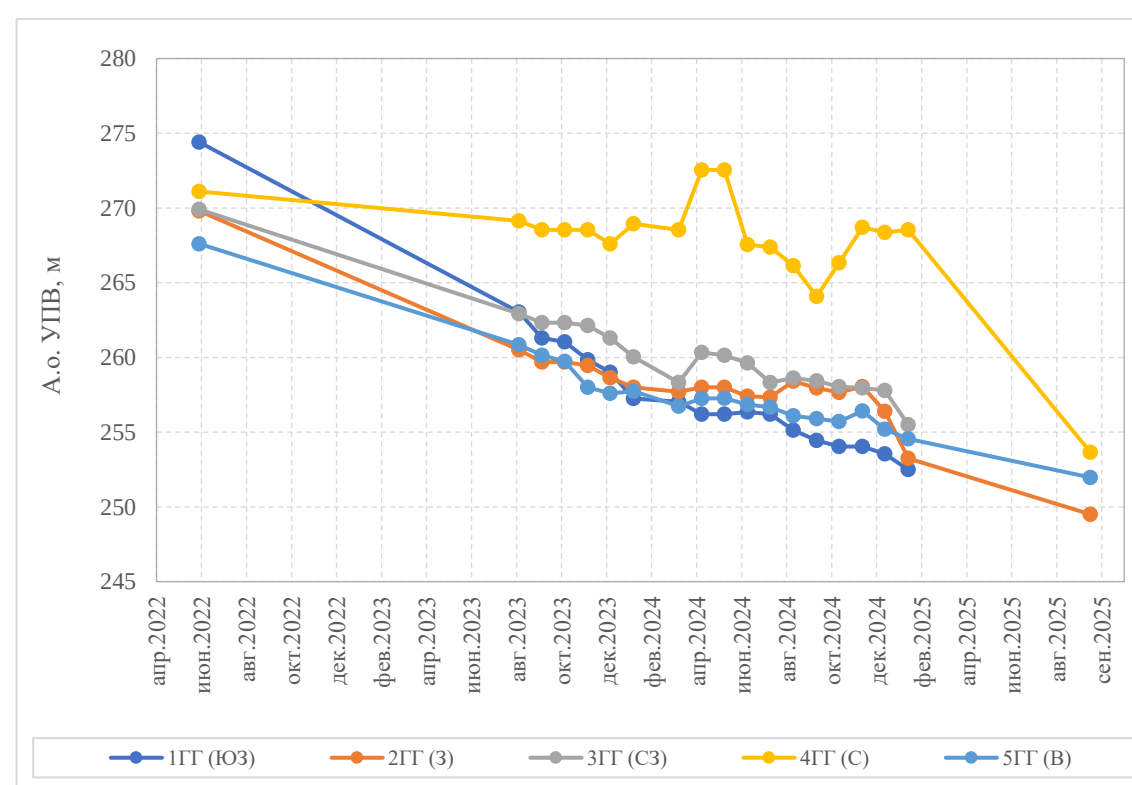


Рисунок 3.6 - Уровни подземных вод совмещенных аллювиального и верхнеэоценового водоносных горизонтов

3.6.5 Прогнозные водопритоки

В основу прогнозного моделирования притоков положена трехмерная численная гидрогеологическая модель месторождения, учитывающая план горных работ второй очереди (подземную отработку) и опыт эксплуатации. Модель основана на численном решении уравнений неразрывности и фильтрации в дифференциальной форме, что обеспечивает адекватное представление сложных гидрогеологических условий участка.

Разработка численной модели выполнена в два основных этапа: создание базовой модели и ее калибровка.

Для создания геофильтрационной модели месторождения использован программный комплекс Modflow. Данный код апробирован на многих месторождениях полезных ископаемых, признан мировым сообществом в качестве стандарта, а достоверность используемых в коде расчетных схем и уравнений подтверждена верификационными тестами. При создании геофильтрационной модели использована модификация кода Modflow NWT, которая наилучшим образом подходит для моделей осушения карьерных полей и горных выработок, поскольку интегрированная в него численная схема ведет себя устойчиво при осушении и обводнении расчетных блоков.

Гидрогеологическая модель откалибрована сначала в стационарном режиме по данным фактических замеров уровней подземных вод в скважинах, пробуренных в 2014 году и оборудованных на четвертичный водоносный горизонт, затем – в нестационарном режиме на основе данных замеров уровней подземных вод в наблюдательных скважинах, а также данных о притоках в дренажную систему карьера за период с 2021 по 2025 года и утечках из пруда-испарителя в 2024 году. Двухэтапная калибровка модели (стационарный/нестационарный режим) позволяет значительно повысить достоверность прогнозов для будущих этапов разработки месторождения Лиманное. Однако необходимо учитывать следующие риски и неопределенности, выявленные на основании анализа опыта эксплуатации:

1. Отсутствуют данные опытно-фильтрационных работ и лабораторных исследований коэффициентов фильтрации для палеоген-мелового водоупора и монолитных пород палеозойского фундамента. Для устранения этой неопределенности в проектируемых структурно-стволовых скважинах рекомендуется провести поинтервальные опытно-фильтрационные испытания.

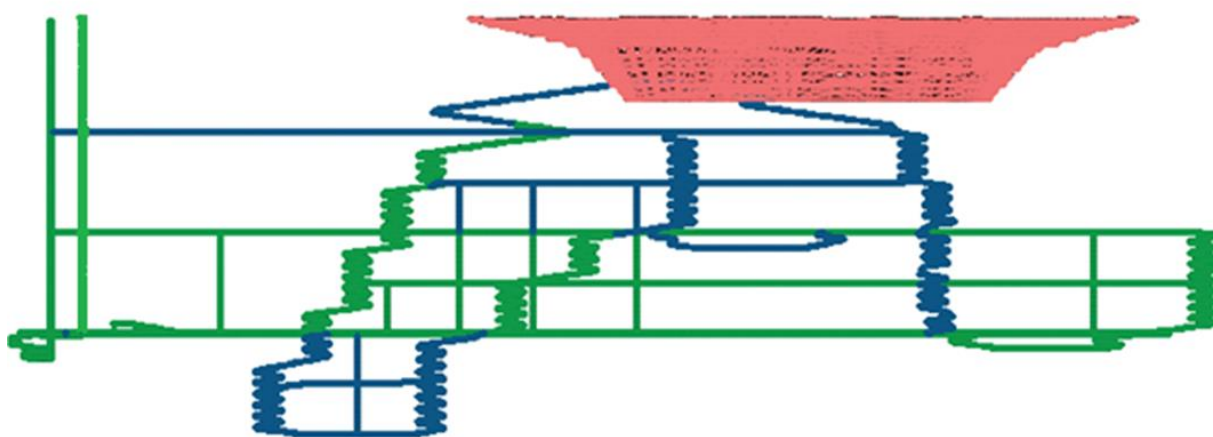
2. Гидрогеологическая роль разломов на территории месторождения не установлена, что создает неопределенность в оценке вертикальных перетоков и гидравлической связи водоносных горизонтов. Необходимо оценить возможный вклад разломных зон в формирование вертикальных перетоков и гидравлической связи верхнего водоносного горизонта с более глубокими частями разреза. Рекомендуется рассмотреть возможность проведения дополнительных геофизических исследований для установления элементов разломных зон и опытно-фильтрационных работ в них.

Подробное описание разработки базовой модели и ее калибровки приведено в соответствующем отчете. В настоящем разделе приведены краткие результаты прогнозного моделирования.

Прогнозное моделирование выполнено с использованием откалиброванной численной геофильтрационной модели и в соответствии с планом горных работ второй очереди (Рисунок 3.7). В соответствии с проектными решениями, на модели имитировалась поэтапная отработка месторождения, учитывающая следующие этапы:

- абсолютная отметка дна карьера достигает плюс 195 м к 31.12.2025 и плюс 125 м к 31.12.2031;
- первый этап подземных горных работ в период с 01.01.2027 по 31.12.2033, включающий строительство вертикальных стволов и выработок на отметках от минус 141 до минус 341 м, с последующей отработкой до 31.12.2045;
- второй этап подземных горных работ в период с 01.01.2033 по 31.12.2040, включающий строительство двух автоуклонов, имеющих выход в чашу карьера на отметку плюс 155 м, и выработок на отметках от минус 341 до минус 541 м и от минус 141 до плюс 59 м, с последующей отработкой до 31.12.2056.

В соответствии с отчетом по теме «Расчет и обоснование параметров крепления горно-капитальных и горно-подготовительных выработок при подземной разработке месторождения Лиманное», для вертикальных стволов предусмотрены мероприятия, которые с гидрогеологической точки зрения обеспечивают их полную гидроизоляцию на всю мощность рыхлых покровных отложений. Данное решение было учтено при моделировании.



Красный цвет – карьер, зеленый – этап 1, синий – этап 2

Рисунок 3.7 – План горных работ

В связи с тем, что горные выработки проектируются в палеозойском фундаменте, по фильтрационным свойствам которого имеются неопределенности, то прогнозные расчеты

2025	План горных работ по отработке месторождения «Лиманное» (вторая очередь – подземные горные работы). План ликвидации. Этап 3. Том 1	58

выполняются по двум сценариям: благоприятному и неблагоприятному. Различие между сценариями заключается в использовании различных значений коэффициента фильтрации для пород палеозойского фундамента (PZ). В благоприятном сценарии используются более низкие значения, предполагающие меньшую водопроницаемость, а в неблагоприятном – более высокие, отражающие потенциально более интенсивный водообмен. Расчетные фильтрационные параметры гидрогеологических подразделений приведены в таблице 3.9.

Таблица 3.9 - Фильтрационные параметры гидрогеологических единиц

Номер ГГЕ	Слои с контрастными фильтрационными свойствами	Геологический индекс	Модельные слои	Коэффициент фильтрации k_x , м/сут	Коэффициент фильтрации k_z , м/сут
1	Четвертичный водоносный горизонт аллювиальных отложений	Q	1-2	6	0,6
2	Неогеновый водоупор кудуксайской свиты	Nkd	3-4	0,5	0,0005
3	Верхнеэоценовый водоносный горизонт казацкой свиты	P2kzc	5-6	10	10
4	Палеоген-меловой водоупор	P2-K2	7-8	1	0,1
5	Палеозойский фундамент	PZ	9	0,5	0,05
		PZ	10-11	0,001 (0,01)	0,0005 (0,005)
		PZ	12-20	0,0001 (0,001)*	0,0001 (0,001)*

*В скобках указан коэффициент фильтрации, принятый для неблагоприятного сценария

Расчетные притоки в горные выработки месторождения «Лиманное» сведены в таблицы 3.10 и 3.11 и представлены на рисунках 3.8 - 3.13.

Таблица 3.10 – Прогнозные водоприток в горные выработки (благоприятный сценарий)

Год	Водоприток в карьер, тыс. м³/сут	Водоприток по этапу 1, тыс. м³/сут	Водоприток по этапу 2, тыс. м³/сут	Водоприток в стволы, тыс. м³/сут	Общий водоприток, тыс. м³/сут	Общий водоприток, тыс. м³
2021	2,72	0	0	0	2,72	991,57
2022	9,60	0	0	0	9,60	3502,94
2023	17,39	0	0	0	17,39	6349,15
2024	20,98	0	0	0	20,98	7658,08
2025	23,55	0	0	0	23,55	8596,84
2026	27,28	0	0	0	27,28	9958,62
2027	26,96	0,83	0	1,49	29,29	10689,63

Год	Водоприток в карьер, тыс. м³/сут	Водоприток по этапу 1, тыс. м³/сут	Водоприток по этапу 2, тыс. м³/сут	Водоприток в стволы, тыс. м³/сут	Общий во- доприток, тыс. м³/сут	Общий во- доприток, тыс. м³
2028	26,36	0,61	0	1,46	28,43	10377,13
2029	25,77	0,52	0	1,45	27,74	10126,58
2030	25,26	0,48	0	1,44	27,18	9921,06
2031	24,89	0,46	0	1,44	26,79	9778,87
2032	24,60	0,45	0	1,43	26,48	9665,16
2033	23,51	0,40	1,15	1,41	26,46	9659,50
2034	22,93	0,37	1,64	1,39	26,33	9609,53
2035	22,73	0,36	1,62	1,38	26,09	9522,59
2036	22,55	0,35	1,61	1,38	25,89	9450,61
2037	22,39	0,34	1,61	1,38	25,72	9389,50
2038	22,25	0,34	1,61	1,37	25,57	9333,28
2039	22,11	0,34	1,60	1,37	25,43	9280,68
2040	21,98	0,34	1,60	1,37	25,29	9231,48
2041	21,87	0,34	1,60	1,37	25,17	9187,27
2042	21,76	0,34	1,60	1,36	25,05	9145,03
2043	21,66	0,33	1,59	1,36	24,95	9105,18
2044	21,56	0,33	1,59	1,36	24,84	9067,39
2045	21,46	0,33	1,59	1,36	24,74	9030,12
2046	21,37	0,33	1,59	1,35	24,64	8994,62
2047	21,28	0,33	1,59	1,35	24,55	8961,24
2048	21,19	0,33	1,59	1,35	24,45	8925,05
2049	21,09	0,33	1,58	1,35	24,35	8889,26
2050	21,01	0,33	1,58	1,34	24,27	8858,63
2051	20,94	0,33	1,58	1,34	24,19	8829,26
2052	20,86	0,33	1,58	1,34	24,11	8800,87
2053	20,79	0,33	1,58	1,34	24,04	8773,42
2054	20,72	0,33	1,58	1,34	23,96	8746,55
2055	20,65	0,33	1,57	1,33	23,89	8720,12
2056	20,59	0,33	1,57	1,33	23,82	8694,38

Таблица 3.11 – Прогнозные водоприток в горные выработки (неблагоприятный сценарий)

Год	Водоприток в карьер, тыс. м³/сут	Водоприток по этапу 1, тыс. м³/сут	Водоприток по этапу 2, тыс. м³/сут	Водоприток в стволы, тыс. м³/сут	Общий во- доприток, тыс. м³/сут	Общий во- доприток, тыс. м³
2021	2,72	0	0	0	2,72	991,91
2022	9,64	0	0	0	9,64	3519,25
2023	17,49	0	0	0	17,49	6384,19
2024	21,12	0	0	0	21,12	7708,15
2025	23,79	0	0	0	23,79	8683,18
2026	27,55	0	0	0	27,55	10055,97
2027	26,06	4,76	0	2,22	33,04	12059,88
2028	24,56	4,32	0	2,17	31,04	11330,52
2029	23,90	4,23	0	2,14	30,27	11050,02
2030	23,32	4,22	0	2,13	29,67	10829,26
2031	22,92	4,22	0	2,12	29,25	10677,77
2032	22,60	4,21	0	2,11	28,92	10557,61
2033	19,84	3,62	4,46	1,87	29,79	10872,74
2034	18,48	3,31	6,56	1,76	30,11	10989,74
2035	18,20	3,28	6,53	1,74	29,76	10861,16
2036	17,97	3,27	6,51	1,73	29,48	10761,77
2037	17,76	3,27	6,49	1,72	29,24	10673,07
2038	17,56	3,27	6,48	1,71	29,02	10592,69
2039	17,39	3,27	6,46	1,70	28,82	10518,39
2040	17,22	3,27	6,45	1,69	28,63	10450,49
2041	17,07	3,27	6,43	1,68	28,45	10385,88
2042	16,93	3,27	6,42	1,67	28,29	10324,97
2043	16,80	3,26	6,41	1,66	28,13	10266,74
2044	16,67	3,26	6,39	1,65	27,98	10211,89
2045	16,55	3,26	6,38	1,64	27,84	10161,14
2046	16,44	3,26	6,37	1,64	27,71	10114,65
2047	16,34	3,26	6,36	1,63	27,59	10071,04
2048	16,23	3,26	6,35	1,62	27,47	10025,15

Год	Водоприток в карьер, тыс. м³/сут	Водоприток по этапу 1, тыс. м³/сут	Водоприток по этапу 2, тыс. м³/сут	Водоприток в стволы, тыс. м³/сут	Общий водоприток, тыс. м³/сут	Общий водоприток, тыс. м³
2049	16,13	3,26	6,34	1,62	27,35	9982,68
2050	16,05	3,26	6,33	1,61	27,25	9946,71
2051	15,97	3,26	6,33	1,60	27,16	9911,61
2052	15,89	3,26	6,32	1,60	27,06	9877,81
2053	15,81	3,26	6,31	1,59	26,97	9845,23
2054	15,74	3,26	6,30	1,59	26,89	9813,78
2055	15,67	3,26	6,29	1,59	26,80	9782,95
2056	15,60	3,25	6,29	1,58	26,72	9753,03

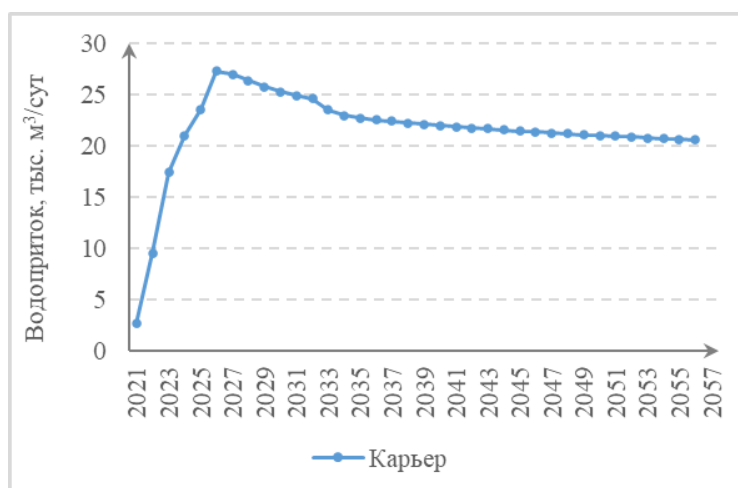


Рисунок 3.8 – Прогнозные водопритоки в карьер (благоприятный сценарий)

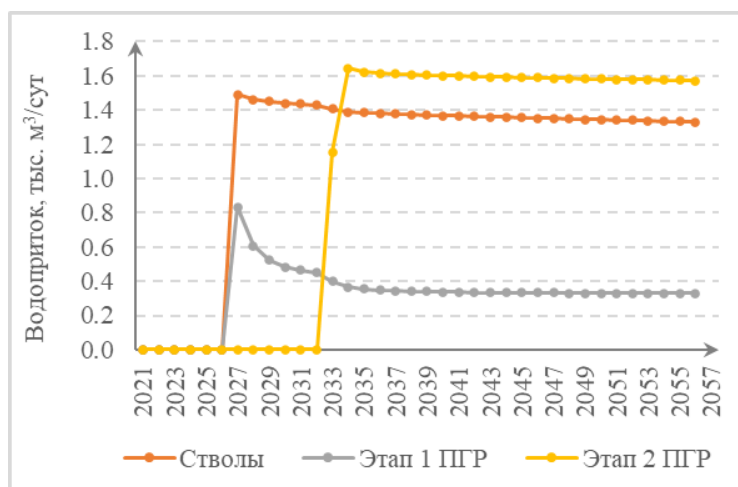


Рисунок 3.9 – Прогнозные водопритоки в вертикальные стволы подземные горные выработки (благоприятный сценарий)

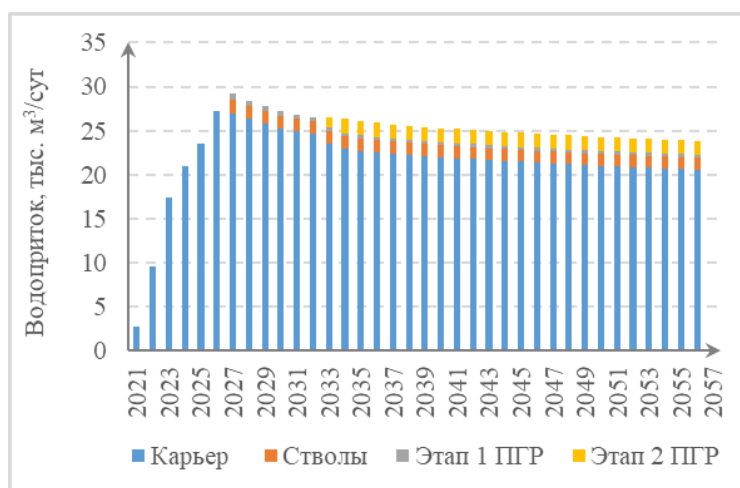


Рисунок 3.10 – Суммарные водопритоки (благоприятный сценарий)

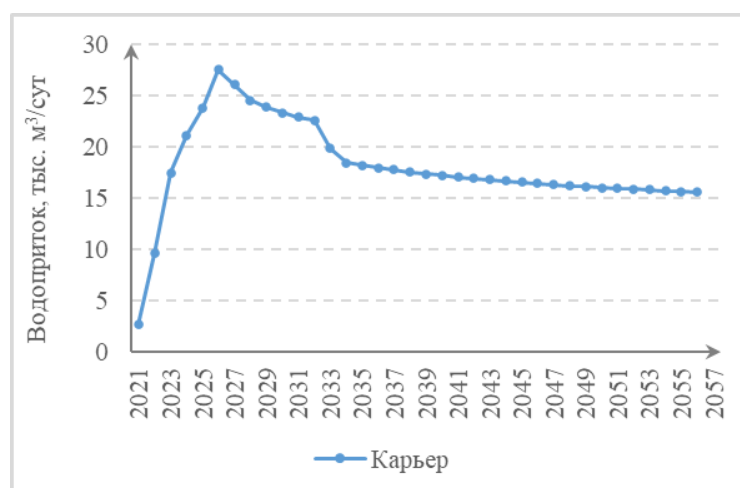


Рисунок 3.11 – Прогнозные водопритоки в карьер (неблагоприятный сценарий)

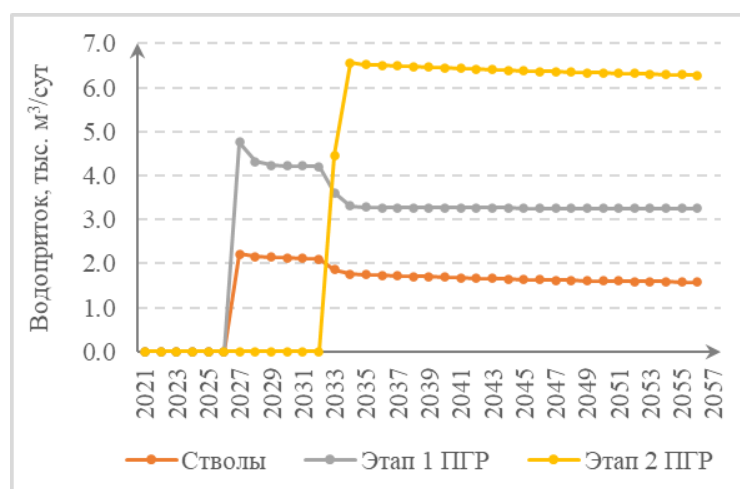


Рисунок 3.12 – Прогнозные водопритоки в вертикальные стволы подземные горные выработки (неблагоприятный сценарий)

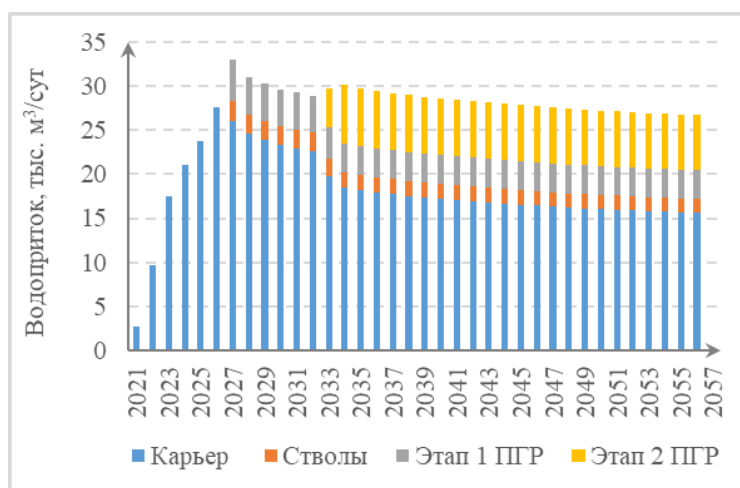


Рисунок 3.13 – Суммарные водопритоки (неблагоприятный сценарий)

Максимальные прогнозные водопритоки составят:

- в вертикальные стволы – 1,49 тыс. м³/сут (62 м³/ч) для благоприятного сценария и 2,22 тыс. м³/сут (92 м³/ч) для неблагоприятного сценария;
- по первому этапу ПГР – 0,83 тыс. м³/сут (35 м³/ч) для благоприятного сценария и 4,76 тыс. м³/сут (199 м³/ч) для неблагоприятного сценария;
- по второму этапу ПГР – 1,64 тыс. м³/сут (68 м³/ч) для благоприятного сценария и 6,56 тыс. м³/сут (273 м³/ч) для неблагоприятного сценария.

Для вертикальных стволов прогнозный водоприток превышает нормативное значение в 5 м³/ч, установленное п. 7.2.10 [34] для законченных строительством шахтных стволов. Это указывает на необходимость реализации дополнительных мероприятий по снижению водопритоков при вскрытии зон повышенной фильтрации в палеозойских отложениях.

Общий объем прогнозных водопритоков за период с 2027 по 2056 гг. составит: 280,7 млн. м³ для благоприятного сценария и 322,8 млн. м³ для неблагоприятного сценария.

Прогнозные расчеты водопритоков, выполненные по двум сценариям, демонстрируют значительную чувствительность гидрогеологической модели к фильтрационным параметрам палеозойского фундамента. Неблагоприятный сценарий, учитывающий более высокую водопроницаемость пород фундамента, дает существенно более высокие значения водопритоков в горные выработки. Это подчеркивают необходимость проведения дополнительных исследований фильтрационных свойств палеозойского фундамента.

При проектировании системы водоотлива необходимо ориентироваться на неблагоприятный сценарий, чтобы обеспечить достаточную мощность оборудования и предотвратить затопление горных выработок.

С целью снижения водопритоков в карьер рассмотрена возможность использования существующих 35 водопонизительных скважин, пробуренных в 2022 и 2024 гг. Анализ конструкции данных скважин выявил ряд существенных недостатков, которые могут негативно влиять на их производительность и эффективность водопонижения в целом. В

частности, фильтровая часть скважин преимущественно оборудована на совмещенные неогеновый, верхнеэоценовый и палеоген-меловой горизонты. Размещение фильтра в неогеновом водоупоре (а именно, в глинистых отложениях) может приводить к подтягиванию глинистых частиц, кольматации фильтра и, как следствие, снижению производительности скважин. Это подтверждается предоставленными данными о низких удельных дебитах скважин. Кроме того, конструкция скважин не обеспечивает дренирование аллювиального водоносного горизонта, что ограничивает их эффективность в водопонижении. Несмотря на выявленные недостатки, в рамках моделирования была рассмотрена возможность использования существующих скважин для осушения месторождения. При этом предполагалось, что все скважины исправны и работают на полную производительность. По результатам моделирования ВПС могут эффективно перехватывать до 30 % от общего притока в карьер. Важно учитывать, что данная оценка основана на идеализированном сценарии полной технической исправности водопонижительных скважин и их работе с заявленной максимальной производительностью. Фактически, принимая во внимание конструктивные недостатки скважин, а также их длительный период простоя и опыт восстановительных работ (например, снижение производительности скважины № 2ГГ в 6 раз после прочистки), восстановление работоспособности существующего фонда ВПС в полном объеме представляется маловероятным.

С учетом вышеизложенного, необходимы дополнительные мероприятия для обеспечения эффективного водопонижения и снижения притоков в карьер. Предлагается рассмотреть следующие решения: дренирование аллювиального водоносного горизонта посредством организация открытых дренажных канав с зумпфами и насосными станциями в пределах водоотводной дамбы; дренирование верхнеэоценового горизонта путем бурения ряда дополнительных ВПС в количестве 7 штук, расположенных в 100 м от западного контура дамбы, с оборудованием фильтров исключительно на верхнеэоценовый горизонт. Скважины должны иметь оптимальную конструкцию, включая большой диаметр, для обеспечения высокой производительности и эффективного водопонижения.

Для эффективного водоотведения минерализованных водопритоков, объем которых достигает десятков миллионов кубометров в год, предлагается рассмотреть вариант контролируемой утилизации этих вод в балке, представляющей собой высохшее русло реки. Данный подход обеспечит минимальное воздействие на окружающую среду.

3.7 Защита горных выработок от подземных вод

Месторождение Лиманное близко расположено к р. Орь и относится к III-й группе месторождений с очень сложными условиями осушения при наличии мощного покрова неустойчивых рыхлых отложений с коэффициентом фильтрации осушаемых пород от 3 м/сут. и выше.

Под защитой от подземных вод (водозащитой) и поверхностных вод понимается комплекс мероприятий по водопонижению, водоотливу, устройству противифльтрационных

завес, регулированию поверхностного стока и охране окружающей среды согласно СН РК 2.03-09-2013.

Сложные гидрогеологические условия месторождения требуют применения мероприятий по защите от подземных вод, включающих водопонижение, сеть скважин, работающая сейчас на карьере, которая также останется в работе при строительстве и эксплуатации подземного рудника.

Более подробная проработка конструкции водопонизительных скважин должна быть определена на стадии строительства рудника с учетом величины водоотбора, химического состав подземных вод и иных сведений.

Наличие в геологическом разрезе проектируемых стволов водоносных песков и водоносных дресвяно-щебенистых образований коры выветривания (подземные воды которых обладают гидростатическим давлением от 0,5 до 0,6 МПа) и глинистых пород, обладающих низкой водопрочностью (являются размокаемыми и размываемыми), предопределяет применение специальных способов их проходки. Принимая во внимание гидрогеологические и инженерно-геологические условия месторождения «Лиманное», наиболее целесообразно применение способа замораживания горных пород, который при проходке шахтных стволов был успешно применён на Соколовском и Сарбайском месторождениях-аналогах.

Окончательное решение по способу проходки шахтных стволов рудника будет принято после проведения инженерно-геологических изыскательских работ (бурения контрольно-стволовых скважин).

3.7.1 Применение противofiltrационной завесы для защиты месторождения

Противofiltrационная завеса (ПФЗ) – это инженерное сооружение, создаваемое в грунтовом массиве и прорезающее водоносные горизонты для перехвата или значительного снижения потока подземных вод, направленного к защищаемому объекту.

История применения ПФЗ в горной промышленности и гидротехническом строительстве насчитывает несколько десятилетий, начиная с 1960-х годов.

3.7.1.1 Типы ПФЗ

Различные типы ПФЗ классифицируются в зависимости от используемой технологии и материалов, применяемых для их сооружения. В зависимости от технологии сооружения и применяемого материала различают несколько типов противofiltrационных завес.

Инфузионные (засыпные или заливные) завесы представляют собой узкую траншею или щель, открытую до подошвы водоносного горизонта и заполненную водонепроницаемым материалом. Материал (обычно глинистый раствор или смесь) подается в грунт самотеком, за счет гравитации, через специально подготовленные каналы, траншеи или скважины большого диаметра. Раствор просто «диффундирует» или пропитывает окружающий грунт под

действием силы тяжести. Инфузионные методы эффективны вблизи точки подачи раствора и хорошо работают в высокопроницаемых грунтах с развитой системой трещин и пустот, позволяющих раствору свободно распространяться. Инфузионные завесы применяют, например, для защиты карьеров в условиях невысоких механических свойств разрабатываемых горных пород и небольшой глубины залегания водоупоров.

Особенности: относительная простота технологии, низкое давление нагнетания, сложность контроля за распространением раствора, ограничения по глубине и типу грунтов.

На месторождении Лиманное под противопаводковой дамбой возведена траншейная противифльтрационная завеса замкнутого контура, относящаяся к инфузионному типу.

Инъекционные (нагнетательные) завесы основаны на нагнетании в грунт под давлением специальных закрепляющих растворов, которые, заполняя поры и полости в породе, образуют водонепроницаемые соединения. Растворы подаются через скважины, расположенные вдоль проектной линии завесы. Давление обеспечивает проникновение раствора в мельчайшие поры и трещины. Инъекционные методы позволяют более контролируемо распределять раствор в грунте и создавать завесы с заданными параметрами. Подходят для широкого спектра грунтов, включая мелкозернистые пески и суглинки. Наиболее распространенные виды инъекционных завес – глинизация и цементация, благодаря их относительной дешевизне и надежности. Инъекционные завесы получили широкое распространение при проходке шахтных стволов, защите карьеров и в гидротехническом строительстве.

Особенности: более сложная технология, требующая специального оборудования (насосы высокого давления, инъекторы), возможность точного дозирования и контроля за распространением раствора, более высокая стоимость.

Криогенные (ледопородные) завесы создаются путем искусственного замораживания грунта вокруг защищаемого объекта, формируя ледопородную стену, препятствующую притоку воды. Криогенные завесы используются в сложных гидрогеологических условиях, когда другие методы неэффективны, например, при проходке шахтных стволов в плавунах.

Таким образом, выбор метода создания противифльтрационной завесы определяется геологическими условиями, требуемой степенью надежности, бюджетом и сроками выполнения работ. Криогенные завесы являются наиболее надежными и универсальными, но и самыми дорогими, инъекционные – оптимальны по соотношению цена/качество, а инфузионные для небольшой глубины укрепления.

3.7.1.2 Методы устройства вертикальных ПФЗ

Существует несколько методов устройства вертикальных ПФЗ.

Шпунтовое ограждение – это инженерная конструкция, предназначенная для укрепления стенок котлованов, предотвращения обрушения грунта и защиты от проникновения воды. Конструкция состоит из отдельных элементов (шпунтин), соединенных между собой в сплошную стену (Рисунок 3.14).

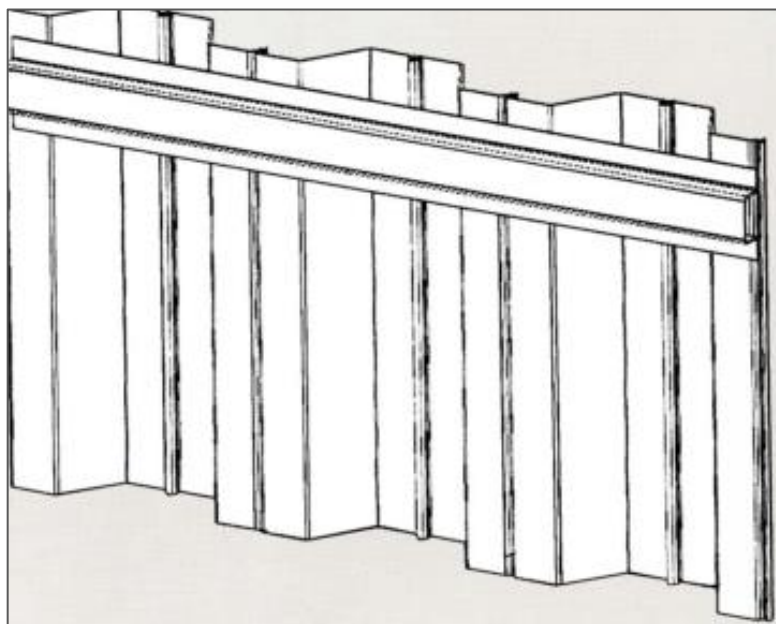


Рисунок 3.14 – Шпунтовое ограждение

Шпунтовое ограждение может использоваться для быстрого создания противофильтрационной завесы, как временной, так и постоянной.

Глубина погружения шпунтового ограждения определяется типом грунтов и мощностью используемой виброустановки. В благоприятных условиях (нескальные грунты без крупных включений) шпунт может быть погружен на глубину до 15-20 метров. В отдельных случаях, для погружения шпунта в сильно сцементированные грунты или скальный массив, применяется технология лидерного бурения колонковой трубой большого диаметра по трассе шпунтового ограждения. Важно учитывать, что с увеличением глубины погружения шпунта возрастает риск формирования негерметичных швов вдоль замков. Для изготовления шпунта применяются металлические или полимерные композитные материалы. Полимерные шпунты уступают металлическим по несущей способности и глубине погружения, однако обеспечивают более длительный срок службы благодаря устойчивости полимерного материала к коррозии.

Метод «стена в грунте»: в рабочей траншее, разрабатываемой грейфером под защитой бентонитового раствора, формируется тело завесы (Рисунок 3.15). Данный метод позволяет создавать достаточно глубокие противофильтрационные завесы, минимизируя объем земляных работ.

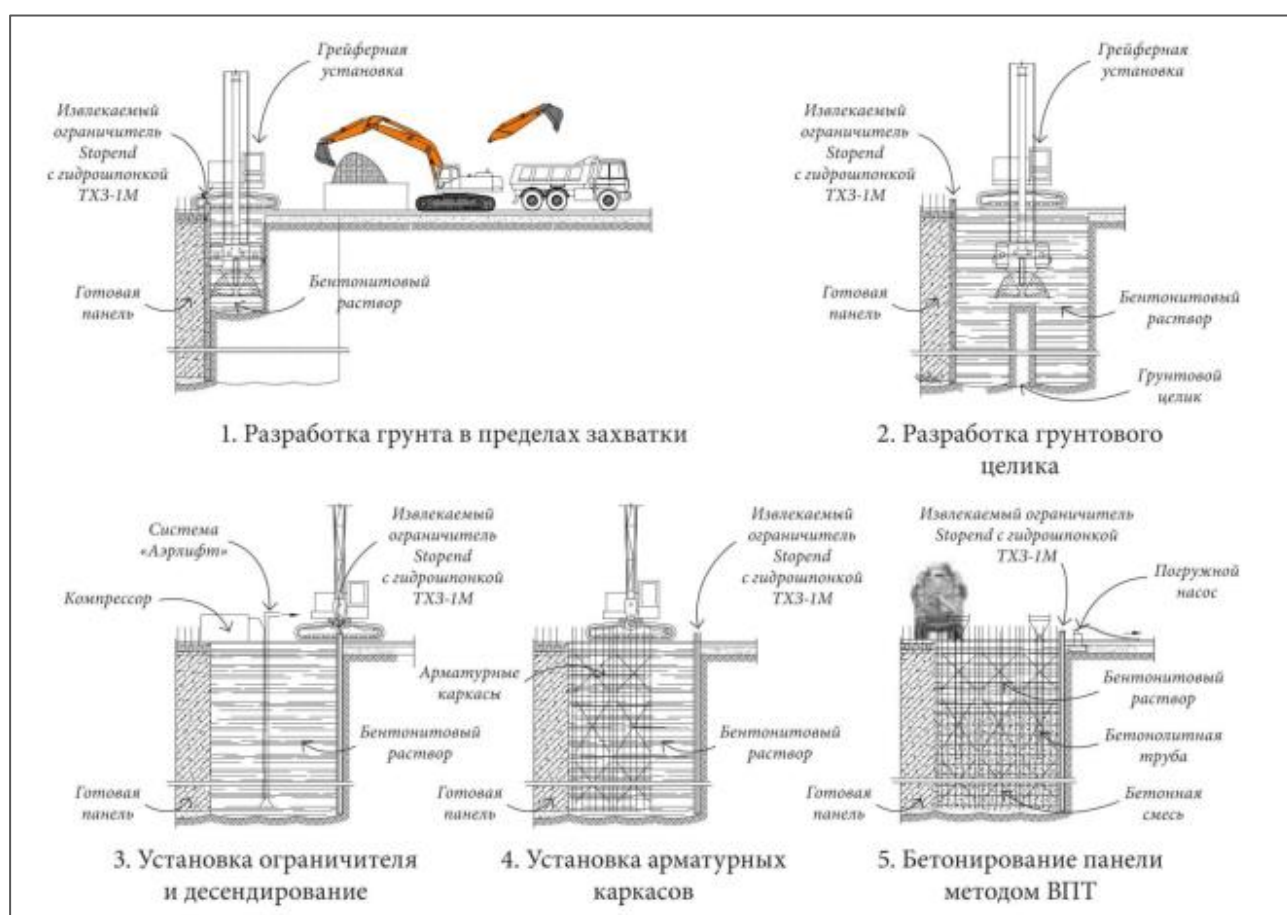


Рисунок 3.15 – Основные этапы устройства «стены в грунте»

Преимуществом технологии является обеспечение стабильных и прогнозируемых противофильтрационных характеристик, а также отсутствие ограничений по глубине завесы. К недостаткам метода относятся значительные трудовые, временные и экономические затраты. Кроме того, применение метода «стена в грунте» ограничено типом пород: он неприменим в скальных грунтах и сильно сцементированных породах, не поддающихся разработке грейфером.

Струйная цементация (Jet Grouting) основана на разрушении структуры грунта струей цементного раствора, подаваемого под высоким давлением. В процессе разрушения происходит перемешивание раствора с грунтом, формируя колонны из грунтоцементного массива.

Перекрытие соседних колонн обеспечивает создание единого непроницаемого массива, образующего протяженную противофильтрационную завесу.

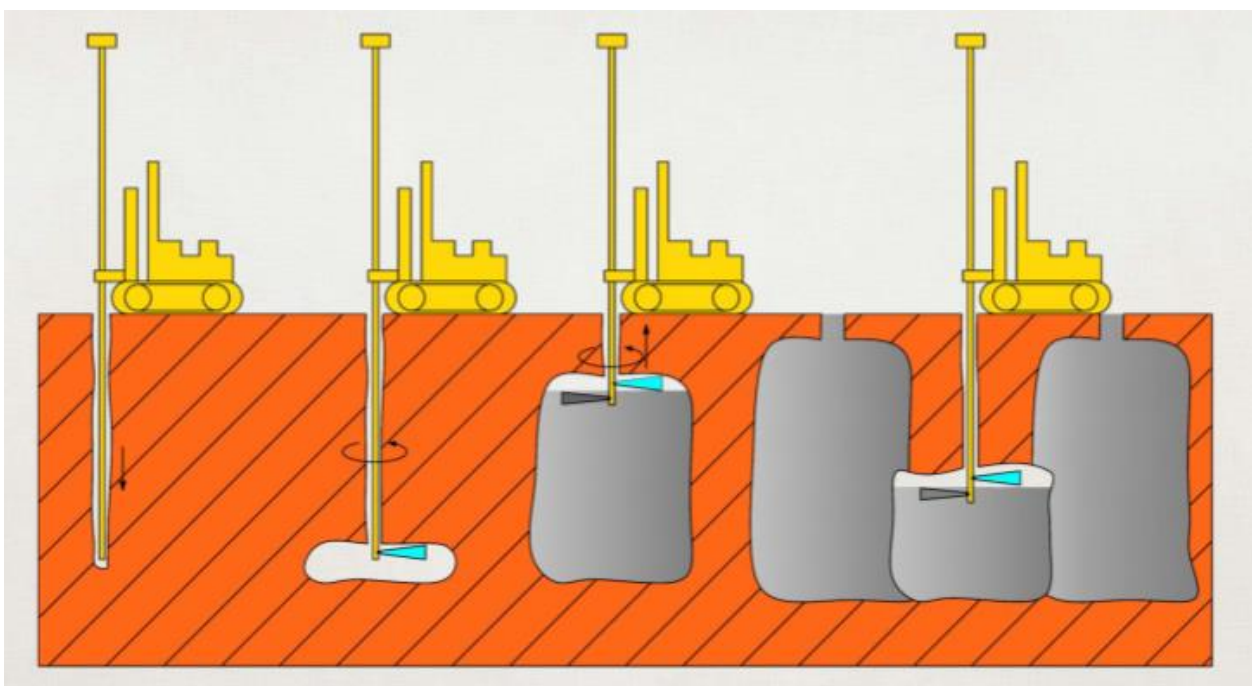
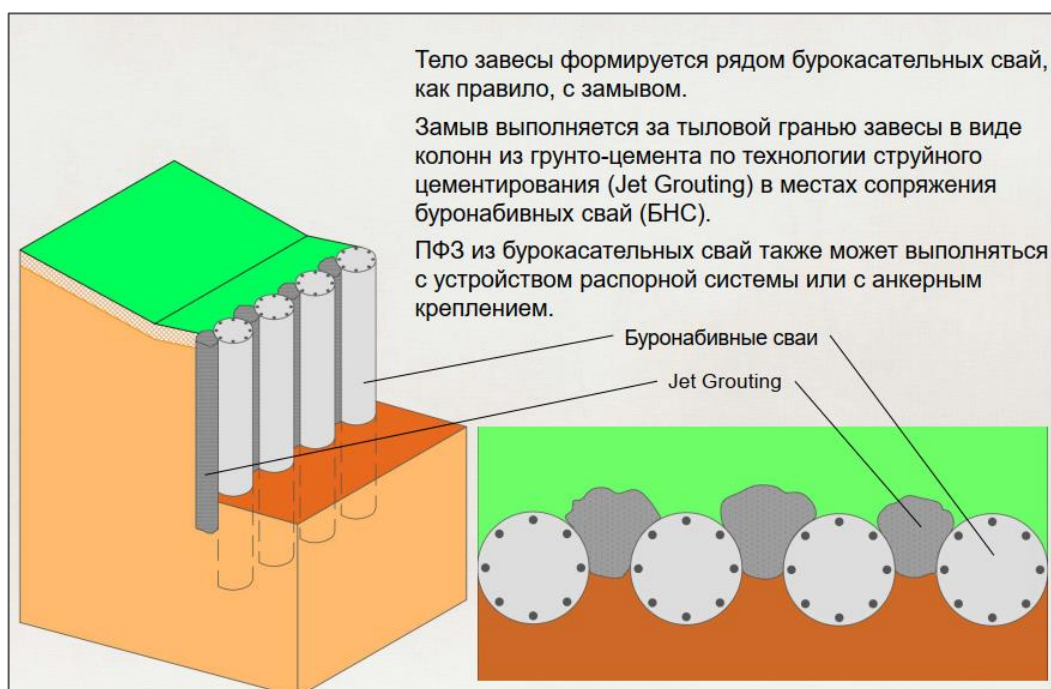
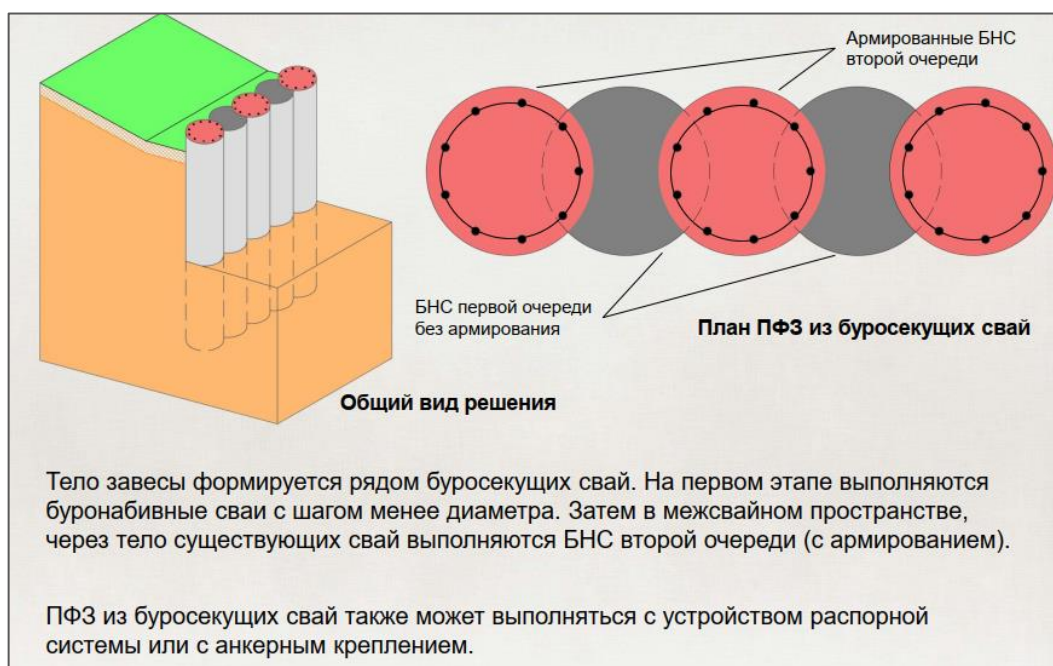


Рисунок 3.16 - Струйная цементация (Jet Grouting)

Для обеспечения герметичности завесы необходимо, чтобы отдельные колонны перекрывались между собой. Шаг колонн и их диаметр (определяемый технологией jet-1, jet- 2, jet-3) подбираются на основании специальных расчетов с учетом геологических условий. Варианты схем перекрытия колонн представлены на рисунке 3.17.



а) буронабивные сваи



б) буросекущие сваи

Рисунок 3.17 - Схемы перекрытия цементных колонн при формировании ПФЗ

Несмотря на эффективность, технология струйной цементации имеет ряд ограничений. Шнеки, используемые для формирования колонн, эффективны только в дисперсных грунтах (пески, суглинки, глины). Технология неприменима для создания ПФЗ в проницаемых трещиноватых скальных массивах или хорошо сцементированных породах. Кроме того, возведение ПФЗ методом Jet Grouting ограничено по глубине. Даже небольшие отклонения буровой установки от вертикали приводят к смещению колонн на глубине, нарушая перекрытие и герметичность завесы. Как правило, предельная глубина таких ПФЗ составляет 20-30 м, а по опыту зарубежных стран (BAUER Technologies Ltd.) – до 50 м.

3.7.1.3 Геолого-гидрогеологические условия в месте намечаемой деятельности

Гидрогеологические условия месторождения Лиманное характеризуются как сложные. Во-первых, месторождение расположено в широкой пойменной части реки Орь, которая ежегодно затопливается в период весеннего половодья. К югу от русла реки затопление поймы происходит по разветвленной сети сухих рукавов и стариц. К северу, для сельскохозяйственных целей, пойма затопливается за счет удержания поверхностного стока системой дамб, возведенных в этой части поймы. В результате десятиметровый слой песчаных аллювиальных отложений постоянно подпитывается в период половодья, создавая практически неисчерпаемый источник воды. Вторая проблема состоит в том, что фильтрационные параметры водоносных горизонтов артезианского бассейна достаточно высоки, что обуславливает значительные притоки подземных вод. Третья проблема связана с низкой устойчивостью бортов карьера в пределах верхней части геологического разреза в

условиях их влажного состояния, что создает риски обрушения бортов карьера. Полное осушение кайнозойской песчано-глинистой толщи в данных условиях не представляется возможным. Таким образом, для защиты горных выработок и окружающей среды необходимо применение комплекса гидрогеологических мероприятий.

В настоящее время для защиты карьера от затопления речными водами используется водоотводная дамба с противофильтрационным экраном. От затопления подземными водами покровного чехла карьер защищает система дренажных (водопонижительных) скважин, расположенных за контуром карьера, и карьерный водоотлив.

Динамика фактических притоков в карьер за период 2021-2025 гг., представленная на рисунке 3.18, демонстрирует увеличение водопритокков с 0,8 тыс. м³/сут до 31,1 тыс. м³/сут.

Основным фактором, определяющим величину водопритокков в шахтные стволы и рудник, является мощность водоносной толщи. Преобладающая часть водопритока будет поступать через верхнюю часть стволов. Гидроизоляция стволов позволит минимизировать водопритокки в рудник.

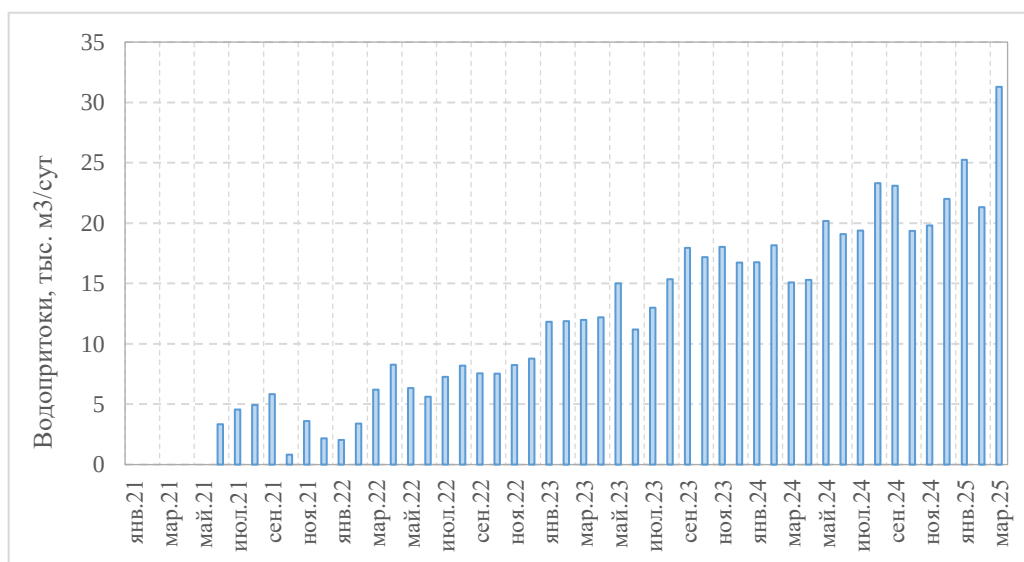


Рисунок 3.18 - Изменение водопритокков в карьер за период 2021-2025 гг.

3.7.1.4 Обоснование строительства ПФЗ

Вопрос о применении противофильтрационной завесы (ПФЗ) для защиты проектируемого рудника требует тщательного анализа. Несмотря на то, что данный метод обеспечивает водозащиту, он является наиболее сложным в реализации и капиталоемким, а мнения об его эффективности зачастую противоречивы.

Нормативные требования СН РК 1.03-03-2023 [16] предписывают обеспечивать устойчивость и безопасность подземных горных выработок на протяжении всего срока их эксплуатации. В районах с интенсивными водопритоками, согласно СП, необходимо предусматривать специальные меры водозащиты, включая устройство ПФЗ. Однако, выбор конкретных методов и параметров ПФЗ должен быть обоснован на основе детальных

инженерных расчетов, учитывающих специфические геологические и гидрогеологические условия конкретного месторождения. Таким образом, необходимость сооружения ПФЗ должна быть подтверждена результатами гидрогеологических исследований, доказывающими, что водопритоки в выработки настолько значительны, что требуют не только водоотлива, но и активной водозащиты в виде ПФЗ.

Примером сложного гидрогеологического объекта является трубка «Мир», расположенная в районе распространения многолетнемерзлых пород. На карьере «Мир» реализована одна из самых сложных, как в научном, так и в технологическом плане, систем защиты горных выработок и окружающей среды от подземных рассолов. В 1987 году был разработан проект, предусматривающий создание кольцевой противofильтрационной тампонажной завесы по берме (гор. +235 м) до подошвы подмерзлотного водоносного комплекса, которая должна была полностью перекрыть водонасыщенный интервал. Периметр завесы составлял около 3 км, а в водоносный комплекс было закачано порядка 470 тыс. м³ тампонажного раствора. Однако, по оценкам специалистов, эффективность завесы оказалась низкой. Анализ опыта эксплуатации показал значительное превышение фактических водопритоков (1100-1300 м³/ч) над прогнозными значениями (400-500 м³/ч), что свидетельствует о недостаточной эффективности созданной инъекционной завесы. Отставание в строительстве и её неполная эффективность привели к увеличению водопритоков и, как следствие, к необходимости увеличения объемов обратной закачки воды. С целью обеспечения безопасной отработки верхних подземных горизонтов, при строительстве подземного рудника дно законсервированного карьера было засыпано специальным предохранительным слоем породы. Несмотря на это, в процессе эксплуатации рудника (введен в эксплуатацию в 2009 году с применением механизированной слоевой системы разработки с закладкой выработанного пространства), в 2012 и 2013 гг. произошли обвалы, а в 2017 году – прорыв воды из метегеро-ичерского водоносного комплекса, который был вскрыт еще при отработке руды карьером.

К основным факторам, обусловившим негативный опыт применения ПФЗ, можно отнести:

- некорректное определение водопроницаемости пород;
- неполное сооружение ПФЗ, например, если завеса не доведена до кровли подстилающих слабопроницаемых отложений, это приводит к проскоку воды;
- образование «окон» в теле завесы;
- сложность сооружения ПФЗ в сложных гидрогеологических условиях, например, при глубоком залегании водоупора или высоком положении уровней грунтовых вод.

В целом, опыт создания инъекционной завесы на трубке «Мир» демонстрирует сложность и неоднозначность эффективности данного подхода.

Существенным фактором, определяющим подход к водозащите рудника Лиманного месторождения, является принципиальное отличие геологических условий от трубки «Мир». Тело рудника будет расположено в низкопроницаемых скальных породах. По экспертной

оценке, притоки непосредственно в рудник составят порядка 11,6-16,2 тыс. м³/сут, что хорошо согласуется с фактическими притоками на шахте им. Губкина АО «Комбинат КМАруда» (6 тыс. м³/сут) и Яковлевском руднике (9 тыс. м³/сут), которые можно рассматривать как объект-аналоги. Таким образом, создание инъекционной завесы по контуру всего рудника представляется необоснованным.

Основной объем воды и риски сосредоточены в верхней проницаемой части геологического разреза. Фактически, рудник будет расположен под водным объектом. В этих условиях первостепенное значение приобретает герметичная проходка стволов через проницаемые породы и сохранение защитного целика над кровлей горных выработок для изоляции от "большой" воды и предотвращения прорывов.

При проектировании системы защиты подземных горных выработок месторождения Лиманное от подземных вод целесообразно учитывать опыт шахты им. Губкина и Яковлевском руднике (КМА). Эти системы защиты включают:

- естественный предохранительный целик под нижнекаменноугольным водоносным горизонтом;
- дренажные узлы наклонно-восстающих скважин;
- наблюдательную сеть;
- специальные способы защиты рудника от водопритокков;
- шахтный водоотлив;
- систему гидрогеомеханического мониторинга.

В условиях месторождения Лиманное, характеризующегося низкой водопроницаемостью подстилающих монолитных отложений, приоритетным направлением защиты рудника от водопритокков следует считать использование естественной водоупорной толщи (водозащитного целика), расположенной между горными выработками и вышележащими водоносными горизонтами. Таким образом, сооружение дорогостоящей противифльтрационной завесы не является целесообразным решением.

Для проектирования защиты подземных горных выработок месторождения Лиманное от подземных вод целесообразно учесть существующий опыт применения защиты на шахте Соколовская, шахте им. Губкина, руднике «Мир-Глубокий», на которых при строительстве шахтных стволов применялся специальный способ проходки – замораживание горных пород. Этот способ успешно применен на Соколовском, Коробковском и др. месторождениях-аналогах. Окончательное решение по способу проходки шахтных стволов рудника будет принято после проведения инженерно-геологических изысканий.

3.7.2 Применение струйной цементации грунтов для создания ПФЗ

При вскрытии месторождения «Лиманное» шахтные стволы будут проходить через водоносные горизонты. В связи с этим рассматривается возможность применения противифльтрационной завесы (ПФЗ) для защиты стволов от притока воды. Ранее изучались варианты создания ПФЗ по всему периметру подземного рудника. В настоящей

пояснительной записке рассматривается более экономичный вариант – сооружение ПФЗ непосредственно вокруг вертикальных стволов с использованием технологии струйной цементации грунтов (Jet Grouting).

3.7.2.1 Общие сведения о технологии струйной цементации грунтов

Технология струйной цементации грунтов (Jet Grouting) в ее современном виде была разработана практически одновременно в Японии, Италии и Англии. Благодаря своей эффективности, технология получила широкое распространение в подземном строительстве по всему миру.

Рабочая жидкость подается под высоким давлением в специальное устройство – монитор, расположенный в нижней части буровой колонны за буровым наконечником. В соплах монитора происходит преобразование потенциальной энергии рабочей жидкости в кинетическую энергию струи. Сопла монитора изготавливаются из износостойких металлокерамических материалов, учитывая высокие абразивные свойства цементного раствора. Диаметр сопел составляет 1,6-3,5 мм. Для обеспечения высокой однородности обработки грунта, монитор обычно оснащается 2-6 соплами. На рисунке 3.19 приведена иллюстрация внешнего вида струи. Следует учитывать, что в реальных условиях струя находится в грунте.



Рисунок 3.19 - Высоконапорная струя цементного раствора

Струйная цементация грунта выполняется в два этапа – в процессе прямого и обратного хода буровой колонны (Рисунок 3.20).

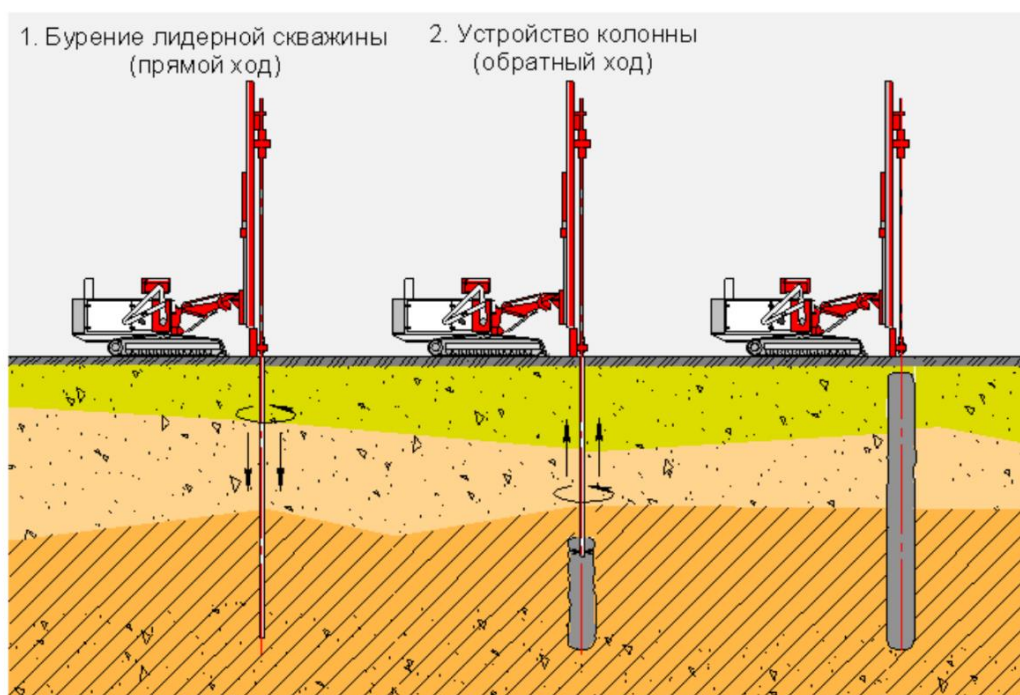
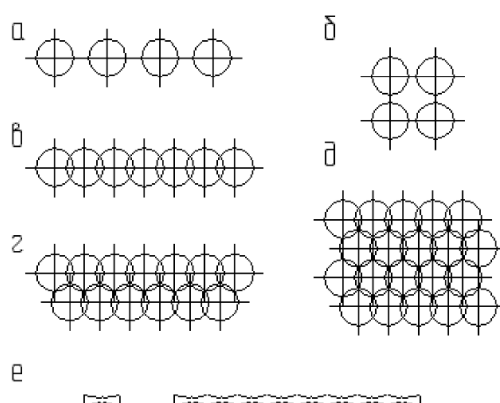


Рисунок 3.20 - Схема производства струйной цементации

Прямой ход. Бурение лидерной скважины до проектной отметки. Для бурения мягких пород применяются перьевые долота. Для бурения плотных пород, строительного мусора или проходки через фундаменты зданий используются шарошечные долота с твердосплавными элементами.

Обратный ход. В процессе подъема буровой колонны в нее под высоким давлением подается рабочая жидкость. При одновременном вращении колонны формируются грунтоцементные элементы в виде колонн. При подъеме без вращения формируются тонкие панели (Рисунок 3.21).



(а - одиночная свая, б - куст свай, в - однорядная "стена в грунте" из секущихся свай, г - двухрядная "стена в грунте" из секущихся свай, д - фундаментная плита, е - фильтрационная завеса из одного или нескольких элементов, сооруженных без вращения буровой колонны).

Рисунок 3.21 - Схема расположения свай

3.7.2.2 Применение струйной цементации для создания ПФЗ вокруг стволов

Для создания ПФЗ вокруг вертикальных стволов планируется выполнение следующих работ:

- бурение нескольких рядов лидерных скважин диаметром 89-114 мм по периметру ствола (прямой ход);
- подача рабочей жидкости под высоким давлением в буровую колонну в процессе обратного хода и одновременное вращение колонны, что обеспечит формирование грунтоцементных колонн;
- после затвердевания цементного раствора образуется грунтобетон, обладающий высокими прочностными и деформационными характеристиками, формируя, таким образом, водонепроницаемую противодиффузионную завесу вокруг ствола.

На рисунке 3.22 представлены схемы расположения грунтоцементных колонн различных диаметров (1,5-2,5 м) для создания противодиффузионной завесы вокруг ствола.

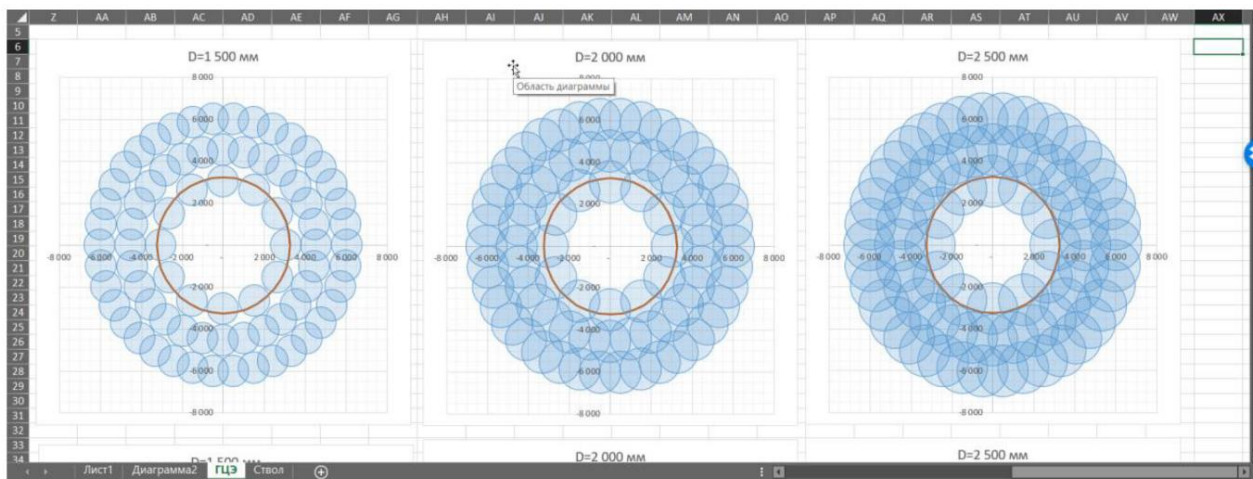


Рисунок 3.22 – Схема расположения грунтоцементных колонн

Рисунок 3.23 демонстрирует трехмерную проекцию ствола в процессе формирования грунтоцементных элементов.

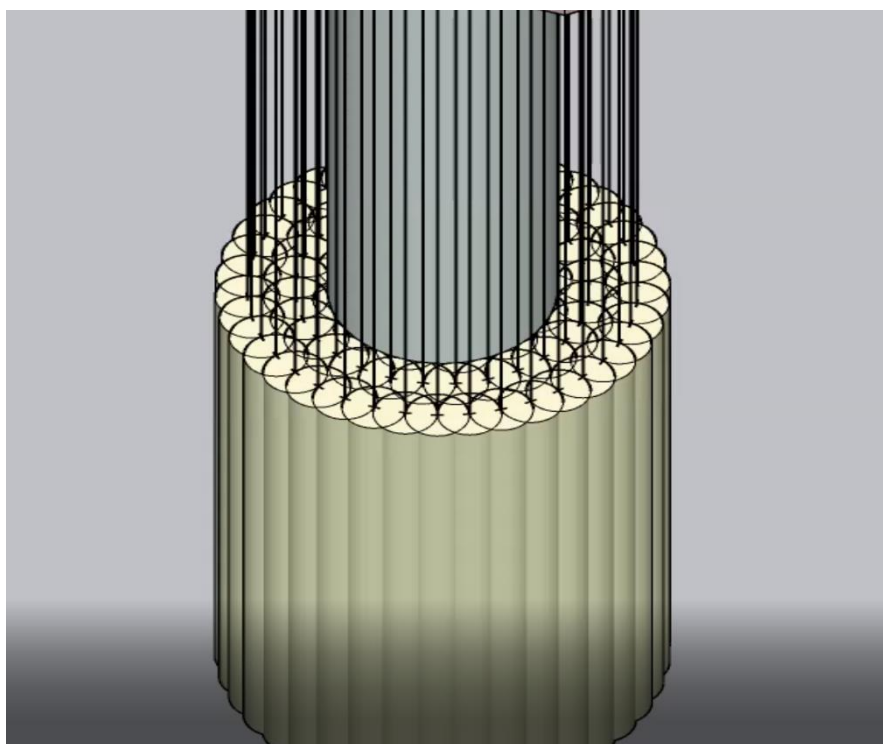


Рисунок 3.23 - Трехмерная проекция ствола

При необходимости, перед выполнением струйной цементации, возможно предварительное понижение уровня подземных вод в мощном слое неустойчивых рыхлых отложений с помощью системы дренажных (водопонизительных) скважин.

Выделяют три основных разновидности этой технологии, принципы которых проиллюстрированы на рисунке 3.24, а основные технологические характеристики представлены в таблице 3.12.

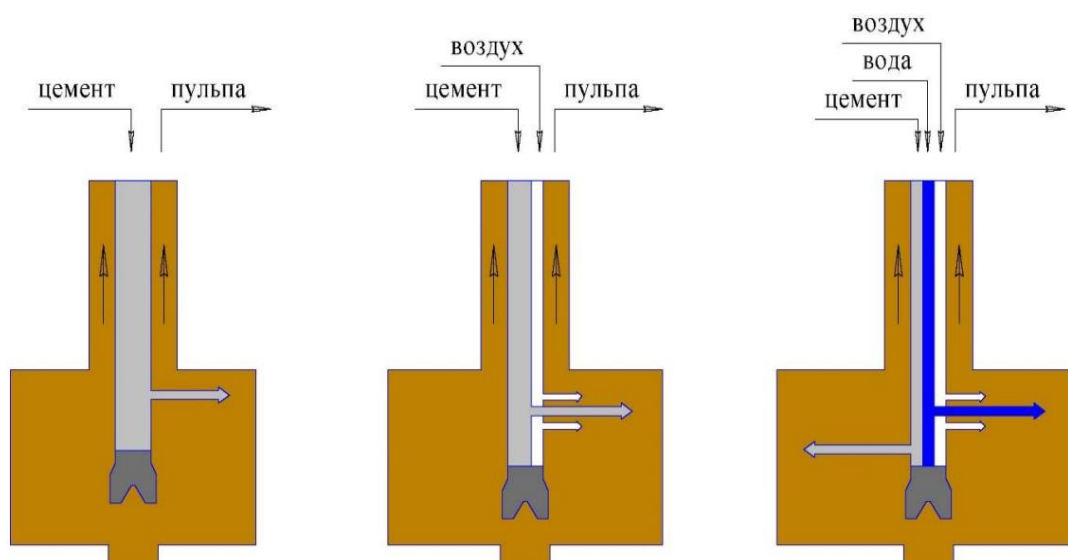


Рисунок 3.24 - Варианты струйной цементации грунтов

Таблица 3.12 - Основные параметры технологии струйной цементации грунтов

Параметры технологии			Вариант		
			Jet1	Jet2	Jet3
Давление	Вода Цементный раствор Сжатый воздух	МПа МПа МПа	ПРГ 40-60 не исп.	ПРГ 40-60 8-12	30-50 4-6 0,8-1,2
Расход	Вода Цементный раствор Сжатый воздух	л/мин л/мин м³/час	ПРГ 60-150 не исп.	ПРГ 150-250 6-18	70-100 150-250 6-18
Количество сопел	Вода Цементный раствор	шт. шт.	ПРГ(1) 2-6	ПРГ(1) 1-2	1-2 1
Диаметр сопел	Вода Цементный раствор	мм мм	ПРГ(1,6-2,4) 1,6-3,0	ПРГ(1,6-2,4) 2,0-4,0	1,8-2,5 3,5-6,0
Скорость вращения монитора		об/мин	10-30	10-30	10-30
Время подъема монитора на 4 см		сек	4-15	10-20	15-25
Диаметр колонн	Песчаный грунт Глинистый грунт	м м	0,6-1,0 0,5-1,0	1,0-2,0 1,0-1,5	1,5-2,5 1,0-2,0

В связи с отсутствием устоявшейся терминологии используется терминология, предложенная Melegari С. в работе "Introduction to the Jet-Grouting Methods" (Seminar on jet grouting. Singapore, 1997).

3.7.2.3 Основные разновидности технологии Jet-grouting

Однокомпонентная технология (Jet1). В этом случае разрушение грунта производят струей цементного раствора. Давление нагнетания раствора составляет 400-600 атм. В процессе размыва грунта происходит его перемешивание с цементным раствором. После твердения образуется новый материал – грунтоцемент, обладающий по сравнению с первоначальным грунтом повышенными прочностными, деформационными и противофильтрационными характеристиками. Технология Jet1 наиболее проста в исполнении, требует минимального комплекта оборудования – миксера и цементировочного насоса, однако диаметр получаемых колонн также является наименьшим по сравнению с другими вариантами технологии. Так, например, в глинах диаметр колонн не превышает 0,6 м, в суглинках и супесях составляет 0,7-0,8 м, в песках достигает 1,0 м. Для увеличения диаметра колонн, особенно в плотных глинах, применяется операция предварительного размыва грунта (prewashing). Для этого в процессе подъема буровой колонны производят размыв грунта водяной струей под давлением 200-300 атм. После этого буровую колонну повторно опускают до проектной отметки и начинают собственно струйную цементацию Jet1.

Двухкомпонентная технология (Jet2). В этом варианте для увеличения длины водоцементной струи используют энергию сжатого воздуха. Для отдельной подачи в монитор цементного раствора и сжатого воздуха применяют двойные концентрические полые штанги. По внутренним штангам подают цементный раствор, а по внешним – сжатый воздух. Монитор

также имеет более сложную конструкцию, включающую сопло для водоцементного раствора и дополнительное кольцевое сопло для формирования воздушной рубашки, окружающей основную струю. Воздушная рубашка, защищающая водоцементную струю, резко снижает сопротивление окружающей среды по боковой поверхности струи и, тем самым, увеличивает ее разрушающее действие. Давление нагнетания цементного раствора соответствует технологии Jet1. Давление воздуха должно быть не менее 0,6 – 0,8 атм, подача 7-10 м³/час. Диаметр колонн, получаемых по этой технологии, в глинах достигает 1,2 м, в суглинках и супесях 1,5 м, в песке – 2,0 м, в гравии – до 2,5 м. Отметим, что в последнее время ряд зарубежных фирм для увеличения диаметра грунтоцементных колонн начинают применять мощные компрессорные станции с расходом сжатого воздуха 20-25 м³/час и давлением 15-20 атм. В этом случае в песчаных и гравийных грунтах возможно достижение диаметра колонн 3,5 - 5,0 м.

Трехкомпонентная технология (Jet3). Этот вариант отличается от предыдущих тем, что водовоздушная струя используется исключительно для размыва грунта и образования в нем полостей, которые впоследствии заполняются цементным раствором. Преимуществом данного варианта является получение колонн из чистого цементного раствора. К недостаткам следует отнести сложность технологической схемы, требующей применения тройных штанг для раздельной подачи воды, сжатого воздуха и цементного раствора, а также дополнительного технологического оборудования – компрессора и цементирующего насоса. При правильном подборе расхода воды, цементного раствора, скорости подъема монитора можно получить колонны с диаметром, достигающим 2,5 м.

Рассмотрение струйной цементации грунтов в качестве ПФЗ представляет собой альтернативный подход к защите горных выработок от подземных вод (в сравнении с методом замораживания). Важно отметить, что эффективность струйной цементации в значительной степени зависит от опыта и квалификации исполнителей, что требует тщательного контроля на всех этапах работ. В отличие от метода замораживания, где процесс контролируется автоматизированными системами, струйная цементация требует "ювелирного" подхода и принятия оперативных решений на основе текущих геологических условий.

Для проектирования защиты подземных горных выработок месторождения Лиманное от подземных вод целесообразно учесть существующий опыт применения защиты на шахте Соколовская, шахте им. Губкина, руднике «Мир-Глубокий», на которых при строительстве шахтных стволов применялся специальный способ проходки – замораживание горных пород. Этот способ успешно применен на Соколовском, Коробковском и др. месторождениях-аналогах.

Для принятия окончательного решения о выборе и применении специального способа строительства стволов, а также до какой глубины он будет применяться на Лиманном месторождении, необходимо получить результаты бурения контрольно-стволовых скважин.

На основании ранее выполненного этапа ОТР, предлагается принять специальный способ проходки стволов - замораживание горных пород.

Для водоподавления по всей глубине шахтного ствола при его креплении рекомендуется использовать бетон из портландцемента с маркировкой водонепроницаемости W10, указывающей на максимальное давление столба воды в 10 МПа (п. 5.1.4 [31]). В соответствии с п 4.6.24 [32] для приготовления цементного раствора следует предусматривать портландцемент марки 400 и выше. Допускается использование сульфатостойкого цемента, шлакопортландцемента и тампонажного портландцемента. При наличии агрессивных вод следует предусматривать цементы, стойкие по отношению к подземным водам.

3.8 Разведанность месторождения

Планомерное и систематическое изучение Мугоджарского меднорудного района было начато в 30-е годы прошлого столетия известными геологами Г. И. Водорезовым, А. А. Петренко, И. И. Гинзбургом и другими. Ими открыт ряд рудопроявлений, составлены геологические карты для отдельных районов Мугоджар масштаба 1:200 000 с разработкой вопросов стратиграфии, магматизма, тектоники.

Начиная с 1954 года, на площади района проводятся геологосъемочные работы масштаба 1:50000 и поисковые работы (Э. Д. Джавадовым, М. М. Бакулиной, А. М. Бабенко, Я. И. Бойко, В. В. Сажновым, И. П. Смирновым и др.). Результаты этих работ послужили исходным материалом для составления геологической карты масштаба 1:200 000 по листу М-40-XXIII (Сегедин Р.А.).

Большое значение для целенаправленных поисков месторождений меди и других полезных ископаемых и их открытия имели работы, проведенные специалистами объединения «Запказгеология» А. П. Бачиным в 1960-76 г.г., П. Л. Смольяниковым, М. М. Бакулиной, 1964 г., Л. П. Плютенко, 1971 г., Е. М. Медетовым, Г. С. Трошиным и др., 1979 г., Е. М. Медетовым и др., 1982 г., а также сотрудниками институтов КазИМСа, ГИН АН КазССР и ЦНИГРИ

Основные объемы разведочных работ выполнены в периоды 1977-1979 гг и 1981-1985 гг, небольшая часть – в 2010 году. Всего на месторождении пробурено 97 скважины, общим метражом 56 059,2 п.м., 12 из которых – в 2010 году. Разведка осуществлялась бурением наклонных скважин по сети 100×100 м, частично по сети 100×60 м. Выход керна по рудным интервалам, в среднем, составил 84 %. Рудные пересечения, участвующие в подсчете запасов и имеющие выход керна менее 70 % заверялись данными каротажа (КС, ПС, ГК, ЕП).

В рамках работ 2010-2011 гг проводилось гидрогеологическое бурение и откачки. В 2018 г проведено бурение дополнительных гидрогеологических скважин, в 2020 г начата проходка карьера. Всего было пробурено 23 гидрогеологических скважины с проведением пробных и кустовых откачек.

В 2018-2020 гг выполнялись работы "Гидрогеологические исследования для условий открытой и подземной разработки месторождения Лиманное", об этом должно быть в разделе Гидрогеология. В 2020 г выполнялся отчет "Лабораторные анализы глинистых грунтов на месторождении "Лиманное" Хромтауского района Актюбинской области. В 2023 г были

выполнены работы и составлен отчет по изучению физико-механических свойств пород, слагающих борта карьера месторождения "Лиманное".

3.9 Дальнейшее направление разведочных работ

Методика геологоразведочных работ подземными горными выработками в комплексе с буровыми скважинами соответствует особенностям геологического строения месторождения.

Для выполнения задач на стадии доразведки будет применяться следующий комплекс геологоразведочных работ:

Буровые работы:

- бурение из подземных горных выработок с горизонта;
- бурение специальных скважин;
- бурение скважин для определения безрудности.

Горнопроходческие работы:

- подземные горные выработки.

Буровые работы будут выполняться с горизонтов буровыми станками Atlas Copco Diames U4, Diames 252 и буровыми станками С 400 CSK SONDAJ. Выход керна до 98%. Допускается применение аналогичного оборудования.

Горнопроходческие работы (подземные горные выработки) будут производиться с учетом поисковых признаков оруденения на месторождении, для более детального уточнения размеров и морфологии зон брекчии и рудных тел.

При проведении геологоразведочных работ горные выработки и скважины будут подвергнуты различным видам опробования: бороздовое, точечное, керновое, минералогическое, специальное (отбор групповых проб, монолитов для определения влажности, инженерно-геологических, мономинеральных, шлифов, аншлифов), с целью определения количественного содержания полезных компонентов в рудах месторождения, технологических, физических и химических свойств полезных и рудных компонентов.

Обработка проб будет производиться по общепринятым схемам при коэффициенте неравномерности $K=0.5$. Цикл пробоподготовки включает сушку, дробление, сокращение, истирание и подготовку аналитических навесок.

3.10 Геолого-маркшейдерское обеспечение работ

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

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

Основными функциями геологической и маркшейдерской служб являются:

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

коммуникаций, границ безопасного ведения горных работ, барьерных и предохранительных целиков;

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

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

Геологическая и маркшейдерская службы в пределах своей компетенции должны участвовать:

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

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

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

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

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

- вносить предложения руководству по приостановке работ по строительству, реконструкции, эксплуатации, консервации или ликвидации объектов по добыче полезных ископаемых и подземных сооружений, не связанных с добычей полезных ископаемых, если проведение этих работ может повлечь за собой порчу месторождений полезных ископаемых, прорыв в горные выработки воды и вредных газов, возникновение опасных деформаций горных выработок, охраняемых объектов поверхности и других аварийных ситуаций, а также

в случае отступлений и нарушений требований проекта и установленных норм и правил, незамедлительно ставя об этом в известность руководство предприятия и работников, ответственных за осуществление производственного контроля;

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

Геолого-маркшейдерская службы рудника при отработке месторождения Лиманное должны руководствоваться нормативными документами и Положениями о геолого-маркшейдерской службе, разрабатываемыми на предприятии и другими нормативными актами, регулирующими деятельность службы.

Основой первичного учёта является оперативный учёт запасов по выемочным единицам и использование данных геолого-маркшейдерского учёта добычи, потерь и разубоживания. При разработке рудных месторождений выделяются учетные единицы.

Учёт запасов по выемочным единицам осуществляется согласно паспорту, составленному с учётом горно-геологических условий и в соответствии с проектом её отработки. Учёт запасов ведётся ежемесячно как по основным полезным компонентам, так и по попутным, имеющим промышленное значение.

Учёт запасов по степени их подготовленности к добыче производится в соответствии с отраслевой инструкцией по вскрытым, подготовленным и готовым к выемке запасам в увязке с Классификацией запасов месторождений и прогнозных ресурсов твёрдых полезных ископаемых. Количество добытой рудной массы из выемочной единицы устанавливается по данным маркшейдерского замера.

Отчётный баланс запасов по форме 8 составляется на 1 января каждого года в соответствии с «Инструкцией по учёту запасов полезных ископаемых в месторождения Единого государственного фонда недр РК и составлению их ежегодного баланса запасов». Добытой считается кондиционная руда, выданная на поверхность, опробованная и принятая службой ОТК. Общее количество руды, добытой за отчётный период, определяется путём весового учёта.

Для выполнения работ геолого-маркшейдерская служба оснащается следующим специальным оборудованием. Подземные тахеометры типа Leica TS60, Trimble S9, Leica TS16 (2-3 единицы) защищенные от пыли, влаги, вибрации с оптическими лотами для точного центрирования в условиях, где лазерный отвес не виден, и лазерных центриров. Специализированные подземные лазерные сканеры: 1-2 комплекта во взрывобезопасном исполнении с защитой от пыли и воды (IP65) и возможностью работы в полной темноте типа Leica MS60 (Multistation, совмещает тахеометр и сканер) или ZEB Horizon для быстрых рекогносцировочных съемок. Гиротеодолиты (Гиротеодолиты) для определения азимута подземной стороны теодолитного хода и корректной привязки подземных выработок к поверхности и предотвращения ошибок 1 комплект типа GP-1 или GYROMAT и высокоточные инклинометры. Также лазерные рулетки и дальномеры для быстрого замера расстояний, сечения выработок и оперативного контроля.

4 Подземные горные работы

4.1 Существующее состояние горных работ

В настоящий момент рельеф разрабатываемого месторождения имеет нарушенный вид, характеризующийся наличием горных выработок и отвалов (навалов) вскрышных пород. По периметру карьера построена защитная противопаводковая дамба. Построены три пруда-испарителя. Ведется разработка карьера.

К 2025 г проведены работы по снятию плодородного слоя почвы с территории карьера и отвала, который размещен на складе ПСП. Первый ярус отвала рыхлых вскрышных пород сформирован на площади 100 га.

Глубина карьера на сентябрь 2025 года составляет 70 м, протяженность 1320 м, ширина 740 м.

Транспортный доступ к рабочим горизонтам осуществлен с помощью системы траншей внутреннего заложения с южной части карьерной выемки. Также временный транспортный доступ к рабочим горизонтам предусмотрен в северной части карьерной выемки и восточной.

Вскрышные работы ведутся на горизонте карьера +235/+240 м в юго-западной и центральной его части. В третьем квартале 2025 года была вскрыта кровля рудного тела на горизонте +230/+235 м в западной его части.

В 2020 г, в рамках договора с ООО «НТЦ-Геотехнология», был разработан рабочий проект «Траншейная противифльтрационная завеса месторождения Лиманное (I-й этап)» на отсечение воды из четвертичных (QIV) отложений за счёт разлива реки Орь в весеннее половодье. В настоящее время проект реализован в совокупности с построенной ранее дамбой. Глубина заложения противифльтрационного экрана составляет 10-13 м.

Для обеспечения устойчивости бортов карьера, снижения напоров подземных вод эоценового водоносного горизонта проектом предусмотрена система водопонижительных скважина из 35 штук, расположенных за пределами контурами карьера. В настоящее время скважины находятся в режиме монтажа (оборудование насосными установками, шкафами управления и подключением энергоснабжения). Ожидаемый срок запуска дренажного системы 4 квартал 2025 года.

Для размещения и утилизации откачиваемых дренажных вод на территории объекта (юго-восток) имеется пруд-испаритель, состоящий из трёх секций общим объемом 20,3 млн. м³.

4.2 Ранее принятые проектные решения

Для месторождения «Лиманное» ранее были подготовлены следующие проектные документации:

1. Отчет «ТЭО кондиций и подсчет запасов по медно-цинковому месторождению Лиманное по состоянию на 1.01.2012 г. (Актюбинская область)». Отчет выполнен ТОО

2025	План горных работ по отработке месторождения «Лиманное» (вторая очередь – подземные горные работы). План ликвидации. Этап 3. Том 1	86

«АСЕМ ТАС-Н».

2. Проект «Промышленная разработка месторождения «Лиманное». 2014 г. ТОО «Казгипроцветмет».

3. Проект «Промышленная разработка месторождения Лиманное (изменение схемы вскрытия, первая очередь - открытые горные работы)». 2018 г. ТОО «Казгипроцветмет».

4. Отчет «ТЭО промышленных кондиций и пересчет запасов медных и медно-цинковых руд и металлов месторождения Лиманное для открытой разработки по состоянию на 01.01.2019». Отчет выполнен ТОО «GeoMineProject».

5. Отчет «ТЭО переоценки балансовых запасов медных и медно-цинковых руд и металлов месторождения «Лиманное» для условий открытой и подземной добычи с их пересчетом по состоянию на 01.01.2023 г.». Отчет выполнен ТОО «GeoMineProject».

6. План горных работ по отработке месторождения «Лиманное» (первая очередь – открытые горные работы). Корректировка. 2024 г. ООО «НТЦ Геотехнология»

4.3 Горный отвод

Основным фактором, формирующим границы горного отвода, является уточненное пространственное положение балансовых запасов полезного ископаемого.

Общая площадь горного отвода в проекции на горизонтальную плоскость для месторождения «Лиманное» определена графически в программе AutoCAD и составляет 2,43 км², или 243,0 га. Нижняя граница горного отвода на отметке - 550 м.

Границы горного отвода по поверхности приведены на чертеже 80.4.24.1.КГР-76/25-3-ПГР-ГП лист 1 и по глубине на чертежах 80.4.24.1.КГР-76/25-3-ПГР-ГП лист 14, 15, 16.

Координаты угловых точек приведены в таблице 4.1.

Таблица 4.1 – Координаты угловых точек горного отвода

№ п/п	Географическая система координат					
	Широта			Долгота		
	градус	минута	секунда	градус	минута	секунда
1	49	49	22	58	42	34
2	49	49	31	58	42	47
3	49	49	21	58	43	33
4	49	49	18	58	43	33
5	49	49	17	58	43	25
6	49	48	51	58	43	28
7	49	48	25	58	43	38
8	49	48	04	58	43	19
9	49	48	05	58	42	59
10	49	48	25	58	42	40
11	49	48	47	58	42	42
Площадь (S) = 2,43 м ²						

4.3.1 Границы ожидаемых зон опасных сдвижений и влияние горных работ на земную поверхность

В процессе разработки месторождения образуются сдвижения и деформации пород и земной поверхности (мульда сдвижений). На их форму и параметры образования влияют следующие горно-геологические условия:

- структурные особенности массива горных пород (слоистое или неслоистое строение пород, трещиноватость, тектонические нарушения);
- глубина горных работ;
- форма и размеры выработанного пространства;
- крепость пород;
- углы падения рудных тел и вмещающих пород;
- обводненность пород;
- мощность наносов;
- системы разработки и способы управления горным давлением.

Месторождение «Лиманное» имеет двухъярусное строение. Сверху залегают рыхлые отложения (наносы), ниже по разрезу развиты скальные породы (неслоистые массивные породы).

Рыхлообломочные покровные отложения мягкие, неустойчивые и весьма неустойчивые, общей мощностью в пределах месторождения от 25 до 80 м.

Скальные породы представлены базальтами, андезито-базальтами, спилитами, базальтовыми порфиритами, лавокластитами. Породы от слабо до сильнотрещиноватых, в основном устойчивые и среднеустойчивые, неустойчивые в зонах тектонических нарушений и в зоне экзогенного выветривания.

Месторождение сложено семью рудными телами линзообразной формы, протягивающимися в меридиональном направлении. По простиранию на 1900 м и на глубину от 70 до 825 м.

Коэффициенты крепости по шкале М.М. Протоdjяконова составляют:

- для рыхлообломочных отложений (наносов) – от 1,0 до 1,5;
- для скальных пород – от 10 до 18;
- для руд – от 8 до 14.

Граница области вредного влияния горных выработок и мульды сдвижения определяется с помощью параметров процесса сдвижения (углов сдвижения, углов разрывов, углов обрушения, вертикальных и горизонтальных деформаций). Месторождение относится к разряду неизученных по процессу сдвижения горного массива, поэтому параметры процесса сдвижения и меры охраны сооружений устанавливаются в соответствии с разделом 3 «Временные правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок месторождений руд цветных металлов с неизученным процессом сдвижения горных пород», 1986 г. ВНИМИ» [17].

Для месторождения «Лиманное» по таблице 2 «Временных правил...» [17] приняты следующие углы сдвижения:

- по висячему боку $\beta=65^\circ$;
- по лежащему боку $\beta_1=65^\circ$;
- по простиранию $\delta=70^\circ$;
- в наносах и выветрелых породах $\varphi=40^\circ$.

По исходным геологическим данным отчёта «Технико-экономическое обоснование переоценки балансовых запасов медных и медно-цинковых руд и сопутствующих металлов месторождения «Лиманное» для условий открытой и подземной добычи с их пересчетом по состоянию на 01.01.2023 г.» [18] и принятым углам сдвижения определена граница зоны опасных сдвижений земной поверхности и отображена на плане поверхности (чертеж 80.4.24.1.КГР-76/25-3-ПГР-ГП, Лист 1).

Для безопасного ведения горных работ и охраны объектов на месторождении принято несколько основных мер охраны от вредного влияния подземных разработок:

- расположение основных охраняемых объектов за пределами зоны критических деформаций от отработки;
- применение систем отработки с твердеющей закладкой.

Применение данной системы отработки исключает самообрушение в очистном пространстве, и значительно снижает деформации земной поверхности.

4.4 Режим работы и нормы рабочего времени

В соответствии с заданием на проектирование (Приложение А) режим работы рудника принят вахтовый. Режим работы представлен в таблице 4.2.

Таблица 4.2 – Режим работы рудника

Наименование	Значение
Количество рабочих дней в году	365
Количество рабочих дней в неделе	7
Количество смен в сутки	3
Продолжительность рабочей смены подземных рабочих, занятых на основных технологических процессах	7 ч 12 мин
Продолжительность рабочей смены на поверхности	12 ч
Количество междусменных перерывов	2
Нормативная продолжительность рабочей недели для подземных трудящихся	36 ч
Нормативная продолжительность рабочей недели для трудящихся на поверхности	40 ч

4.5 Производительность и срок существования шахты

В соответствии с заданием на проектирование (Приложение А) принята производительность рудника 1500 тыс. тонн в год.

Минимальный срок эксплуатации рудника по состоянию геологических балансовых запасов $Q_r = 25\,218,08$ тыс. тонн руды (из запасов, принятых к отработке вычтены запасы предохранительного подкарьерного целика)

$$T = Q_r * K_p / A_r * K_r = 25218,08 * 0,942 / 1500 * 0,864 = 13,7 \text{ лет}$$

где $A_r = 1500$ тыс. т - проектируемая среднегодовая производительность рудника;

$K_p = 0,942$; $K_r = 0,864$ - средневзвешенные коэффициенты потерь и разубоживания при принятых системах разработки.

С периодами развития и затухания добычи руды в соответствии с календарным графиком добычи руды срок эксплуатации рудника составит 24 года.

4.6 Вскрытие месторождения

Вскрытие месторождения (чертеж 80.4.24.1.КГР-76/25-3-ПГР-ГПР, Лист 1) производится вскрывающими выработками, их проведение называется горно-капитальными работами. Схема вскрытия (пространственное расположение вскрывающих выработок), должна обеспечивать рациональное выполнение следующих операций:

- подъем руды и породы;
- спуск и подъем людей и оборудования;
- спуск материалов и подачу закладки;
- проветривание, водоотлив, энергоснабжение рудника и др.

К вскрывающим выработкам относятся: вертикальные и наклонные стволы; штольни; квершлагги; околоствольные дворы; капитальные рудоспуски; главные штреки, соединяющие вскрывающие выработки; шурфы; автосъезды и уклоны, обслуживающие основные горизонты, и т. д.

Вскрывающие выработки по расположению относительно поверхности делятся на две группы:

- основные (имеют непосредственный выход на поверхность – вертикальные и наклонные стволы любого назначения, штольни);
- подземные (не имеют непосредственного выхода на поверхность).

По выполняемым функциям вскрывающие выработки делятся на:

- главные, служащие для транспорта и подъема руды;
- вспомогательные (все остальные выработки).

Выделяют также группу дополнительных вскрывающих выработок.

К ним относятся слепые вертикальные и наклонные стволы, обеспечивающие подъем руды с нижних горизонтов на вышерасположенные.

Для вскрытия запасов предусмотрена центральная схема, с центрально-сближенным расположением стволов на одной промплощадке рудника.

Обычно при центральной схеме вскрытия основные вскрывающие выработки располагаются напротив центра масс месторождения или рядом с ней, но в данном случае

учитывались факторы обводнённости массива и отсутствия паводковых подтоплений, поэтому стволы отнесены от центра месторождения на юг (Рассмотренные варианты вскрытия и выбор наилучшего представлены в работе ОТР).

Вскрытие I пускового комплекса осуществляется двумя стволами. Расстояние между стволами 86 м, «Скипо-Клетевой» ствол (СКС) - оснащён двумя скипами и инспекторской клетью. СКС предназначен для подъёма руды, выдачи струи исходящего воздуха и аварийного выхода. Диаметр ствола 6,5 м сечение в свету 33,2 м², проходится до отметки - 391,1 м, общая глубина 683,1 м. Ствол имеет раскрытия на горизонтах +59 м, -141 м, -341 м, - 361 м, -391,1 м.

Клетевой ствол, оборудован двумя клетями. Диаметр ствола 6,5 м, сечение ствола в свету 33,2 м², использование аккумуляторной техники (ШАС+ПДМ) и вспомогательной оснащённой ДВС. Ствол проходится с поверхности +291 м до отметки -350 м, глубина ствола 641 м.

КС предназначен для штатного спуска и подъёма людей, материалов, оборудования, выдачи породы и подачи свежего воздуха, для зимнего периода предусмотрена калориферная. Ствол имеет раскрытия на горизонтах +59 м, -141 м, -341 м. В случае аварии, является запасным общешахтным выходом.

При вскрытии запасов II пускового комплекса проходятся автоуклоны № 1 и № 3 из подземных выработок и сбиваются в борт карьера ниже основных водоносных горизонтов, не проходя через них, отметка порталов +155,0, отметка дна карьера +125,0. Автоуклоны будут использоваться для выдачи исходящей струи воздуха, аварийного выхода, спуска оборудования и материалов.

Автоуклоны проходятся сечением в свету 17,7 м² с западной стороны карьера (Рисунок 4.1).

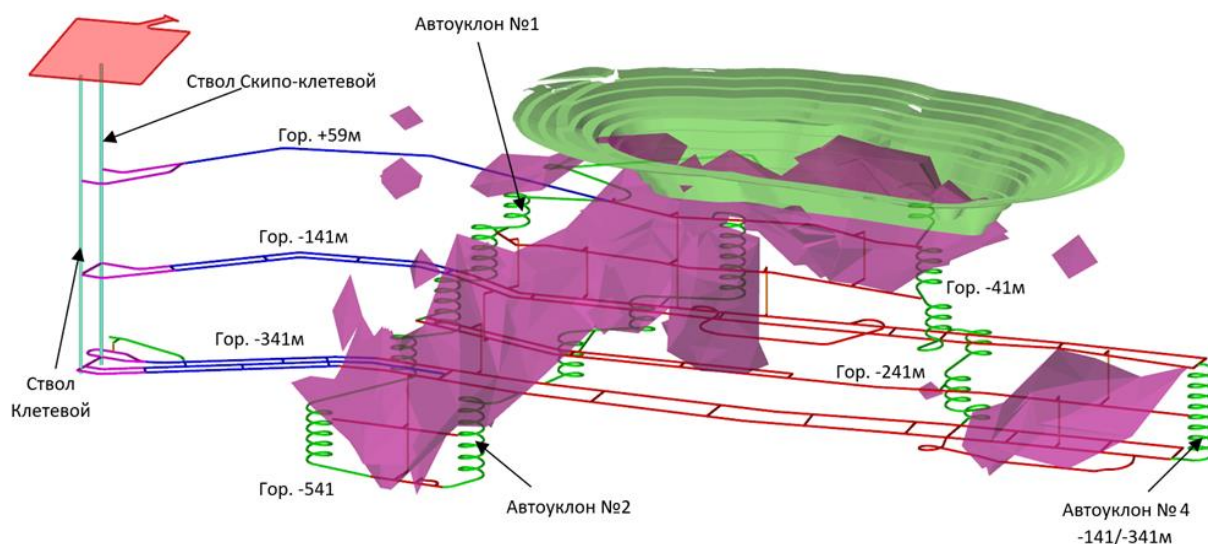


Рисунок 4.1 – Аксонометрическая схема вскрытия месторождения «Лиманное»

К наклонным вскрывающим выработкам относятся:

- автоуклоны № 1 и № 3 сечение в проходке 18,2 м², сечение в свету 17,7 м² имеющие выход на поверхность, являются механизированными общешахтными запасными выходами; служат для транспорта горной массы, перевозки оборудования и материалов, выдачи исходящей струи воздуха;
- автоуклон № 2 сечение в проходке 18,2 м², сечение в свету 17,7 м²;
- уклон для сбора просыпи сечение в проходке 12,3 м², сечение в свету 11,8 м², для доставки материалов к местам ведения работ, транспортировки просыпи на -341 горизонт.

К горизонтальным вскрывающим выработкам относятся:

- квершлаг, пройденные под рельсовый транспорт сечение в проходке 19,1 м², сечение в свету 17,7 м², служат для перевозки оборудования и материалов, подачи свежей и выдачи, исходящей струй воздуха;
- квершлаг и штреки, построенные под СО сечение в проходке 18,2 м², сечение в свету 17,7 м², служат для транспорта горной массы от рудоспусков к камерам разгрузки, перевозки оборудования и материалов к местам ведения работ, подачи свежей и выдачи, исходящей струй воздуха.

4.7 Горно-капитальные работы

В соответствии с требованиями документа [27] к горно-капитальным выработкам (ГКВ) отнесены: шахтные стволы; околоствольные дворы; откаточные и вентиляционные квершлаг, откаточные и вентиляционные штреки; механизированные восстающие; засечки ортов; рудоспуски; автотранспортные уклоны (сбивающиеся в чашу карьера); основные камерные выработки общерудничного назначения (главный и участковый водоотливы, склад ВМ, склад ППМ, база СДО, зарядный пункт, пункт обслуживания рельсового транспорта и др.).

Сечения горно-капитальных выработок приняты в соответствии с документом [19].

4.7.1 Вертикальные стволы

Строительство вертикальных шахтных стволов предусмотрено буровзрывным способом в скальных породах. Работы по проходке технологического отхода, на глубину рыхлых покровных отложений 36,8 м ведутся специальным способом – методом погружения крепи в тиксотропной рубашке (способом опускной крепи).

Способ опускной крепи применяют при проходке стволов в слабых неустойчивых грунтах. Одной из разновидностей способа является проходка с задавливанием крепи. В этом случае обделку устья ствола, имеющую несколько больший диаметр, используют в качестве неподвижной опорной части, а опускную крепь собирают в пределах нижнего ее участка. Чтобы не допустить обнажений вертикальных стенок выработки и выпуска грунта в забое, в нижней части опускной крепи делают ножевое кольцо из листовой стали. Крепь погружают, вдавливая гидравлическими домкратами, которые устанавливают на верхние фланцы

тубингов очередного собранного кольца обделки с упором в пакеты из двутавровых балок, раскрепленных в обделку устья ствола. В процессе погружения зазор между крепью и грунтом заполняют тиксотропным раствором, резко снижающим сопротивление трения. Тиксотропный раствор готовят из специальных видов глин. Он обладает способностью сохранять длительное время свои свойства, т. е. не расслаивается: в нем не выделяется осадок и не отделяется вода. Оказывая давление на стенки выработки, он предотвращает их обрушение или оползание.

Толщина крепи стволов, принята не менее 300 мм, является достаточной при воздействии суммарного давления пород и напора подземных вод, согласно [33].

Сечения проектируемых стволов шахт определены из условий их функционального назначения, габаритов размещаемого основного технологического оборудования, с учетом соблюдения необходимых зазоров.

4.7.2 Проходка горизонтальных, наклонных и камерных выработок

Проходка горизонтальных, наклонных и камерных выработок осуществляется буровзрывным способом с применением комплексов самоходного оборудования для бурения шпуров, погрузки и откатки горной массы, крепления выработок, доставки оборудования, людей и материалов. Проходка вертикальных и крутонаклонных горных выработок может производиться станками типа «Роббинс», комплексами типа «КПВ/КПН».

Крепление выработок принято с учётом горно-геологических условий, назначения и срока существования горных выработок. Расчет представлен в Приложении В.

В рамках данного проекта горно-капитальные работы по времени и объемам строительства разделяются на 2 пусковых комплекса (ПК). Ввод первого пускового обеспечивает производительность рудника 1,5 млн.т. в год. Второй пусковой обеспечивает поддержание мощностей и может вводиться этапами.

Первоочередные запасы вскрываются и отрабатываются в отм. -141/-341 м, рудные тела 1 и 2. Вторым пусковым комплексом отрабатываются запасы в отм. от -341 до -550 м — это нижняя часть, и верхняя часть в отметках от отм. -141 до горизонта + 59 отм. (+74), при этом остаётся предохранительный целик 51 м, отработка которого должна вестись по отдельному проекту с учётом сложившихся горнотехнических условий.

Транспорт породы от проходки горных выработок осуществляется самоходным оборудованием до рудоспусков, либо камер перегрузки. Далее по откаточным выработкам электровозным транспортом на ствол Клетевой. Выдаваемая на поверхность порода транспортируется автотранспортом и складывается в отвал.

Выработки оборудуются промпроводками, средствами пылеподавления, пожаротушения, механизмами и аппаратурой различного назначения, противопожарными и вентиляционными дверями и т. д.

Бурение шпуров на горно-капитальных работах диаметром 43-51 мм производится с помощью самоходных буровых установок (СБУ) типа Boomer S 2. По окончании бурения,

СБУ убирают из забоя и производится зарядка шпуров ВВ.

Зарядка шпуров и скважин осуществляется зарядчиками типа ЗП-2, ЗП-5, зарядной машиной типа Charmes 6605 В.

Размещение буровых машин между сменами производится на местах производства буровых работ на безопасном расстоянии от производимых взрывных работ в данное время.

Допуск людей в забой после производства взрывных работ и проветривания производится горным мастером или лицом по его поручению (бригадиром, звеньевым, старшим забоя) совместно с мастером-взрывником. Проветривание осуществляется в соответствии циклограммой работ.

После приведения выработки в безопасное состояние рабочие соединяют, навешивают, ремонтируют (при необходимости) вентиляционные трубы, пожарно-оросительный трубопровод.

Обеспечение сжатым воздухом на этапе проходки стволов и начальном этапе при сбойках с горизонтами обеспечивается по трубопроводам сжатого воздуха. При проходке протяженных выработок обеспечение сжатым воздухом может быть организовано при помощи передвижных компрессорных установок.

После монтажа необходимых коммуникаций машинист ПДМ приступает к отгрузке горной массы погрузочно-доставочной машиной.

После уборки горной массы и наращивания инженерных коммуникаций производится крепление выработки.

Доставка материалов, технологического оборудования, людей предусмотрена с использованием электровозов до камер перегрузки на трассы движения СДО, откуда доставка грузов и людей осуществляется вспомогательными самоходными дизельными машинами.

Проветривание протяженных (более 10 м) горных выработок при их проходке предусматривается вентиляторами местного проветривания, устанавливаемых на свежей струе и работающих непрерывно в нагнетательном режиме.

Строительство горно-капитальных выработок может осуществляться силами подрядных организаций.

Тип и количество вспомогательного оборудования при производстве горно-капитальных работ и определяет непосредственно исполнитель ведения работ (подрядчик). Применяемое оборудование должно вписываться в габаритные размеры сечений горных выработок, предусмотренное проектом

Обеспечение качества строительных работ осуществляется соблюдением технологии производства работ, требованиям нормативной документации и т.д., а также авторским надзором, надзором заказчика и службами заказчика и подрядчика.

Ниже в таблицах 4.3, 4.4 представлен объем по пусковым комплексам и календарный график строительства.



Таблица 4.3 – Объем ГКР по пусковым комплексам

Пусковой комплекс	Наименование горизонта/выработки	Тип крепи	Сечение, м²		Длина (в натуре), м	Длина (в плане), м	Объем выемки, м³		Канавка
			в проходке	в свету			в проходке	в свету	Объем выемки, м³
									в проходке
I	Клетевой ствол	бетон, ж/б б., тубинги	41,8	33,2	641,0	641,0	28153,7	21255,6	
	Скипо-Клетевой ствол	бетон, ж/б б., тубинги	41,8	33,2	683,1	683,1	30002,8	22651,6	
	Автоуклон №1 +155/-541 м (в отм.-141/-341)	т/бетон, анкера, сетка	18,2	17,7	1432,0	1418,1	26062,4	25346,4	455,2
	Автоуклон №3 +155/-341 м (в отм.-141/-341)	т/бетон, анкера, сетка	18,2	17,7	1425,0	1411,2	25935,0	25222,5	453,0
	Автоуклон №4 -141/-341 м (в отм.-141/-341)	т/бетон, анкера, сетка	18,2	17,7	1475,5	1461,1	26853,4	26115,6	2157,9
	Уклон для сбора просыпи -376/ -391 м	т/бетон, анкера, сетка	12,3	11,8	211,7	210,9	2604,0	2498,1	882,1
	Горизонт -141 м	т/бетон,бетон, анкера, сетка	Перем.	Перем.	6153,9	6153,8	135603,1	131911,2	2739,1
	Горизонт -241 м	т/бетон,бетон, анкера, сетка	Перем.	Перем.	2922,3	2922,3	52572,7	51130,1	
	Горизонт -341 м	т/бетон,бетон, анкера, сетка	Перем.	Перем.	10784,5	10784,3	227377,6	214554,8	
	Итого					25728,9	25685,8	555164,5	520685,9
II	Автоуклон №1 +155/-541 м	т/бетон, анкера, сетка	18,2	17,7	3649,3	3613,9	66418,0	64592,6	1160,0
	Автоуклон №3 +155/-341 м	т/бетон, анкера, сетка	18,2	17,7	2175,7	2154,6	39597,9	38510,0	691,6
	Горизонт +59 м	т/бетон,бетон, анкера, сетка	Перем.	Перем.	2429,2	2429,1	46704,9	45266,3	763,3
	Горизонт -41 м	т/бетон,бетон, анкера, сетка	Перем.	Перем.	1255,8	1255,8	25506,1	24785	372,0
	Горизонт -441 м	т/бетон,бетон, анкера, сетка	Перем.	Перем.	439,6	439,6	7551,7	7371,1	105,8
	Горизонт -541 м	т/бетон,бетон, анкера, сетка	Перем.	Перем.	637,6	637,6	12189,2	11543,6	114,8
Итого					10587,2	10530,5	197966,9	192068,2	3207,5
Всего					36316,1	36216,3	753131,4	712754,1	9894,8



Таблица 4.4 – Календарный график ГКР

Наименование	Горизонт	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039	2040	2041	Общий итог
		Объём	Объём	Объём	Объём	Объём	Объём	Объём	Объём	Объём	Объём	Объём	Объём	Объём	Объём	Объём	Объём
Ствол Скипо-Клетевой	Поверхность	20148,1	9897,3														30045,4
Ствол Клетевой		20148,1	7830,0														27978,0
Скважина ПЗК		133,1															133,1
Поверхность. Всего		40429,2	17727,3														58156,5
Штрек	59									1159,6	11930,3						13090,0
Квершлаг (скип)										21681,6							21681,6
Квершлаг (клеть)										5415,9							5415,9
Заезд на автотр. уклон										788,6							788,6
Зарядная станция АКБ для СГШО									585,2								585,2
Ниша электрооборудования									181,2								181,2
Склад ППМ										245,7							245,7
Камера приема закладочных скважин гор. +59м										144,2							144,2
59 Всего									766,4	29435,6	11930,3						42132,4
Штрек	-41								12497,1	6231,5							18728,7
Подходная к р/с									197,1	438,2							635,3
Заезд на автотр. уклон										1078,7							1078,7
Склад ППМ									245,7								245,7
Ниша электрооборудования									181,2								181,2
Зарядная станция АКБ для СГШО									585,2								585,2
-41 Всего									13706,3	7748,4							21454,7
Штрек	-141			6844,5	23665,7			16447,2	13521,7								60479,1
Сбойка м/у штр				144,1	1050,2				1499,3								2693,6
Сбойка м/у квершлагами							543,6	1387,8									1931,4
Рудоспуск									787,0	1842,9							2629,9
Подходная к р/с				424,9	290,3				295,9								1011,1
Подходная к ВВ								208,8									208,8
Квершлаг (скип)				14444,8													14444,8
Квершлаг (клеть)				4045,4			3402,1	7514,1									14961,6
Заезд на автотр. уклон					859,7	1212,0											2071,7
Склад ППМ				245,7													245,7
Ниша электрооборудования							180,8										180,8
Зарядная станция АКБ для СГШО							585,1										585,1
Камера ожидания Скипо-клетевого ствола гор. -141м				131,7													131,7
Камера ожидания Клетевого ствола гор. -141м				131,7													131,7
Камера приема закладочной смеси гор.-141м				144,2													144,2
Пункт отстоя машин (6 шт.)										1169,7							1169,7



Наименование	Горизонт	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039	2040	2041	Общий итог
		Объём	Объём	Объём	Объём	Объём	Объём	Объём	Объём	Объём	Объём	Объём	Объём	Объём	Объём	Объём	Объём
Камера перепуска закладочной смеси гор. -141м						148,5											148,5
-141 Всего				26556,9	25865,9	1360,5	4711,7	25558,0	17273,6	1842,9							103169,4
Наклонный съезд	-141/-171							8778,2									8778,2
-141/-171 Всего								8778,2									8778,2
Штрек	-171							3610,6	349,3								3959,9
-171 Всего								3610,6	349,3								3959,9
Штрек	-241				4489,1	26180,7	1224,3										31894,1
Рудоспуск						2708,1			876,7								3584,8
Подходная к р/с					924,7	4847,0											5771,7
Заезд на автотр. уклон					1857,8		1809,4		1034,4								4701,6
Пункт отстоя машин (6 шт.)							1169,7										1169,7
Склад ППМ											245,7						245,7
Камера приема закладочной смеси гор.-241м												144,0					144,0
Ниша электрооборудования													180,8				180,8
Зарядная станция АКБ для СГШО													115,2				115,2
КАСБ (4шт.)								624,6									624,6
-241 Всего					7271,6	33735,8	4203,4	624,6	1911,1		245,7	144,0	296,0				48432,1
Штрек	-341			6301,1	25206,6	304,5	24428,9	8605,8									64847,0
Склад ВМ с заездом к ВВ				2241,4	6445,3	3026,0											11712,8
Сбойка м/у штр				1222,7	5498,7			1341,5									8062,9
Сбойка м/у квершлагами				1874,1			2033,5	463,0		752,0							5122,5
Рудоспуск				1037,4		2708,6		876,7									4622,7
Подходная к р/с				486,1	767,5		308,1	186,2									1747,9
КОСО + ГСМ				4692,9	1944,1												6637,1
Квершлаг (скип)				10385,7													10385,7
Квершлаг (клеть)				10916,1			14225,0	1293,0									26434,2
Заезд на разгрузку				7894,2		2400,0											10294,2
Заезд на автотр. уклон				901,6													901,6
Заезд к ПЗК				979,9													979,9
Водоотлив +ЦПП с заездами				2836,9	3976,1	6962,4											13775,4
ВВ						31,4		1425,9									1457,3
Склад ППМ				863,1													863,1
Ниша электрооборудования				180,8													180,8
Зарядная станция АКБ для СГШО						602,5											602,5
Камера ожидания и медпункт Клетевого ствола гор. -341м				606,4													606,4
Камера ВДПУ для самоходного транспорта (5 шт.)						207,6											207,6
Камера ВДПУ для рельсового транспорта						62,3											62,3



Наименование	Горизонт	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039	2040	2041	Общий итог	
		Объём	Объём	Объём	Объём	Объём	Объём	Объём	Объём	Объём	Объём	Объём	Объём	Объём	Объём	Объём	Объём	
Пункт отстоя машин (6 шт.)							1169,7										1169,7	
Камера приема закладочной смеси гор.-341м						600,0											600,0	
Камера перепуска закладочной смеси гор.-341м						600,0												600,0
-341 Всего				53420,6	43838,3	17505,2	42165,2	14192,2		752,0							171873,5	
Наклонный съезд	-341/-371							9121,6									9121,6	
-341/-371 Всего								9121,6									9121,6	
Штрек	-371							3740,0									3740,0	
-371 Всего								3740,0									3740,0	
Уклон в натяжн. кам. (бункер)	-376			6134,9													6134,9	
Конв. выработка								1485,6									1485,6	
Бункер				280,7														280,7
-376 Всего				6415,6				1485,6									7901,2	
Уклон сбора просыпи	-391							2564,4									2564,4	
-391 Всего								2564,4									2564,4	
Штрек	-441															5836,1	5836,1	
Рудоспуск																877,0	877,0	
Подходная к р/с																310,8	310,8	
Камера перепуска закладочной смеси гор.-441м																554,9	554,9	
-441 Всего																7578,8	7578,8	
-441/-541 > Рудоспуск	-441/-541								876,6								876,6	
-441/-541 Всего									876,6								876,6	
Штрек	-541								5195,6								5195,6	
Участковый водоотлив									2864,4								2864,4	
Подходная к р/с									201,9								201,9	
Участковый водоотлив гор. -541м									3376,2									3376,2
Камера ВДПУ гор. -541м									201,6									201,6
-541 Всего									11839,7								11839,7	
Автотранспортный уклон	-141/+59								26312,0	14832,1							41144,1	
-141/+59 Всего									26312,0	14832,1							41144,1	
-346/155 > Автотранспортный уклон	-346/+155			537,9	12341,2	22037,3	19451,8	3078,8	9002,2							25451,0	91900,2	
-346/+155 Всего				537,9	12341,2	22037,3	19451,8	3078,8	9002,2							25451,0	91900,2	
-341/59 > Автотранспортный уклон	-341/+59					2190,5	23154,8		3983,5	21996,0							51324,9	
-341/+59 Всего						2190,5	23154,8		3983,5	21996,0							51324,9	
-341/-541 > Автотранспортный уклон	-341/-541								18543,4	8059,9						23474,2	50077,6	
-341/-541 Всего									18543,4	8059,9						23474,2	50077,6	
-341/-141 > Автотранспортный уклон	-341/-141					12818,2		14182,1									27000,3	
-341/-141 Всего						12818,2		14182,1									27000,3	
Общий итог		40429,2	17727,3	86931,0	89317,0	89647,5	93687,0	86936,0	104564,0	84667,0	12176,0	144,0	296,0			56504,0	763026,0	

4.8 Выбор системы разработки месторождения

Для отработки запасов месторождения «Лиманное» применяется две системы разработки:

- при мощности рудных тел до 10 м – система разработки подэтажными штреками по простиранию рудного тела;
- при мощности рудных тел более 10 м – подэтажно-камерная система разработки вкрест простирания рудного тела.

Обоснование параметров систем разработок представлены в разделе 4.8.2.

Удельный вес применения систем разработки для рудных тел №1, №2 и №3, а также балансовые запасы для каждого подэтажа, приведены в таблицах 4.5 - 4.7.

Таблица 4.5 - Удельный вес применения систем разработки для рудного тела №1

Подэтаж	Подэтажные штреки		Подэтажно-камерная		ВСЕГО
	%	т	%	т	т
-141	100	18 123,99	-	-	18 123,99
-166	9	39 970,87	91	404 896,00	444 866,87
-191	4	44 260,57	96	982 343,33	1 026 603,90
-216	1	15 648,14	99	1 375 604,98	1 391 253,12
-241	2	29 720,94	98	1 478 381,48	1 508 102,42
-266	4	51 698,95	96	1 208 012,00	1 259 710,95
-291	7	61 012,55	93	791 020,62	852 033,17
-316	14	89 107,06	86	525 624,11	614 731,17
-341	9	29 656,18	91	311 146,81	340 802,98
-366	21	1 981,05	79	7 512,25	9 493,30
ВСЕГО	5	381 180,29	95	7 084 541,59	7 465 721,88

Таблица 4.6 - Удельный вес применения систем разработки для рудного тела №2

Подэтаж	Подэтажные штреки		Подэтажно-камерная		ВСЕГО
	%	т	%	т	т
59	5	42 138	95	816 242	858 380.09
34	8	86 066	92	965 717	1 051 783.50
9	22	147 145	78	516 730	663 875.28
-16	30	136 243	70	313 918	450 161.09
-41	32	169 236	68	361 172	530 407.29
-66	19	129 909	81	543 300	673 209.07
-91	12	91 189	88	686 852	778 040.31
-116	13	103 392	87	701 613	805 005.03
-141	13	98 150	87	658 564	756 714.37
-166	17	122 747	83	584 972	707 719.36
-191	15	94 297	85	531 018	625 314.62
-216	17	109 283	83	530 641	639 924.87
-241	14	108 275	86	652 197	760 472.17
-266	9	89 406	91	867 412	956 817.72
-291	12	130 747	88	959 703	1 090 450.24
-316	15	163 848	85	948 408	1 112 255.66
-341	19	202 083	81	887 160	1 089 242.96

Подэтаж	Подэтажные штреки		Подэтажно-камерная		ВСЕГО
	%	т	%	т	т
-366	18	153 230	82	699 457	852 686.70
-391	11	61 468	89	520 570	582 038.66
-416	16	72 983	84	370 532	443 514.76
-441	51	162 444	49	153 076	315 519.45
-466	59	122 395	41	86 589	208 983.27
-491	69	94 194	31	41 855	136 049.21
-516	71	51 153	29	21 327	72 480.04
-541	100	32 976	-	-	32 976.12
-566	100	6 510	-	-	6 510.31
ВСЕГО	17	2 781 505	83	13 419 027	16 200 532.14

Таблица 4.7 - Удельный вес применения систем разработки для рудного тела №3

Подэтаж	Подэтажные штреки		Подэтажно-камерная		ВСЕГО
	%	т	%	т	т
59	100.00	8 795.41	-	-	8 795.41
34	100.00	76 904.81	-	-	76 904.81
-91.00	3	11 459.50	97	336 024.68	347 484.18
-116	17	67 535.54	83	322 072.41	389 607.95
-141.00	13	56 433.48	87	377 695.59	434 129.07
-166	8	23 527.26	92	270 766.46	294 293.71
-191	100.00	606.64	-	-	606.64
ВСЕГО	16	245 262.63	84	1 306 559.14	1 551 821.77

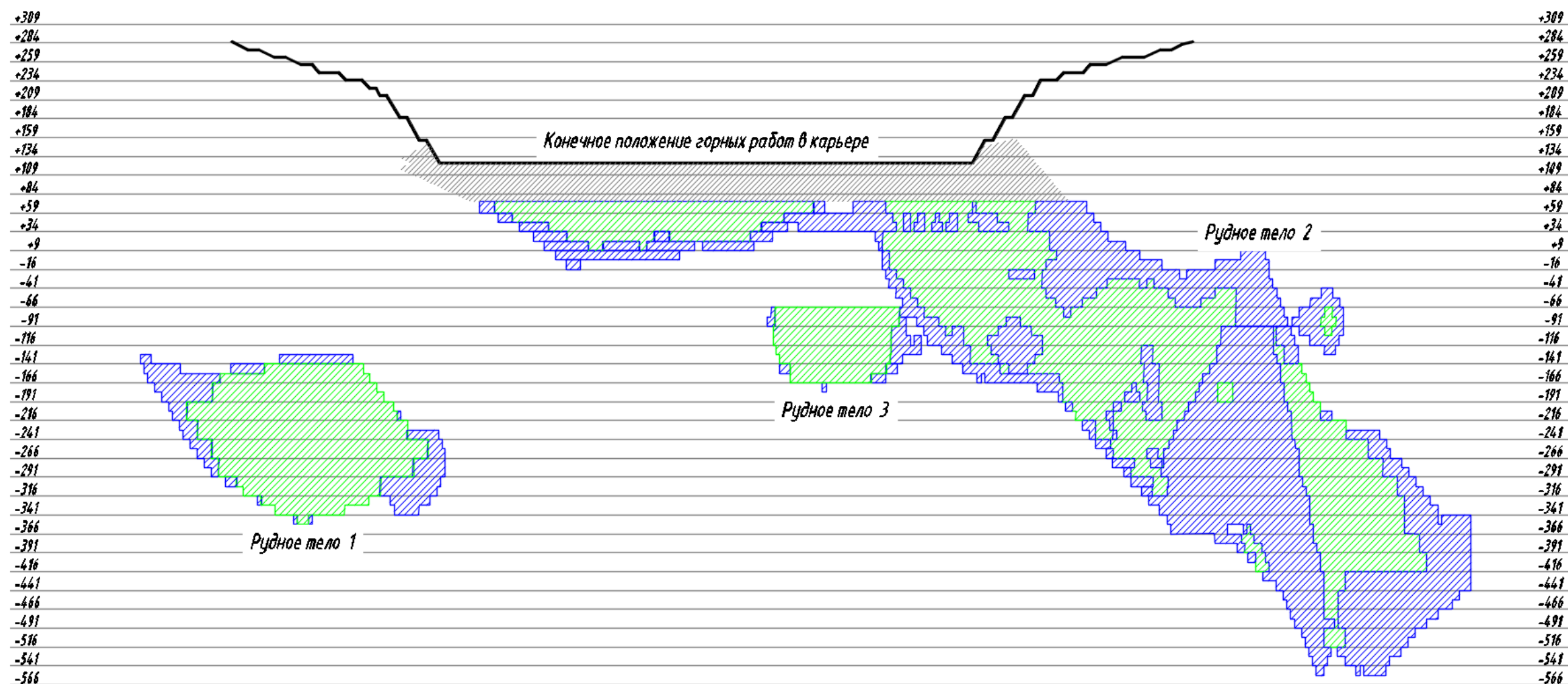
В таблице 4.8 приведены усредненные показатели параметров рудных тел.

Таблица 4.8 - Средние показатели параметров рудных тел

Система разработки	Рудное тело №1		Рудное тело №2		Рудное тело №3	
	Мощность	Угол падения	Мощность	Угол падения	Мощность	Угол падения
	м	град.	м	град.	м	град.
Подэтажными штреками	6,2	76	6,4	82	4,8	79
Подэтажно-камерная	37,8	77	21,8	77	25,4	75
Общее	22	76	14,1	80	15,1	77

Районирование рудных тел по применяемым системам разработки представлено на рисунке 4.2 и чертеже 80.4.24.1.КГР-76/25-3-ПГР-ГПР, Лист 46.

Районирование по мощности. Вертикальная проекция рудных тел



Условные обозначения

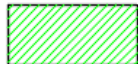
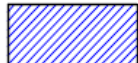
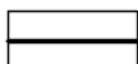
	участки с мощностью до 10 м (система разработки подэтажными штреками)
	участки с мощностью более 10 м (подэтажно-камерная система разработки)
	подкарьерный целик
	контур вертикальной проекции карьера на конечное положение горных работ

Рисунок 4.2 – Районирование рудных тел по применяемым системам разработки

4.8.1 Обоснование параметров выемочной единицы

Месторождение «Лиманное» состоит из 8 рудных тел, не имеющих непосредственного выхода на дневную поверхность и залегающих глубже 70 метров, наиболее крупными являются два. Это рудное тело № 1 в Северной залежи прослежено в длину на 460 м, при средней мощности около 40 м. Наиболее крупное рудное тело № 2, по простиранию прослежено буровыми скважинами на 1120 м, по падению до 370 м и имеет линзообразную форму, изменчивую мощность от 1 до 66,7 м. Рудное тело № 3 прослежено на длину 290 м, при максимальной мощности в 45 метров.

По падению рудные тела месторождения разделяют на этажи высотой 100 м, на подэтажи 25 м.

Выемочная единица (ВЕ) – участок месторождения полезного ископаемого с относительно однородными горно-геологическими условиями, отработка которого осуществляется одной системой разработки и технологической схемой выемки, в пределах которого с достаточной достоверностью подсчитаны балансовые запасы полезного ископаемого и возможен первичный учёт полноты извлечения из недр полезного ископаемого: на подземных горных работах – камера, блок, этаж (подэтаж).

В качестве основной выемочной единицы принят подэтаж с параметрами:

- высота 25 м;
- длина простирание рудного тела на подэтаже;
- мощность рудного тела.

Элементарная выемочная единица (ЭВЕ) – наименьший в структуре запасов объем, для отработки которого осуществляется законченный цикл горных работ, характеризующийся суммарной продолжительностью всех последовательно выполняемых технологических процессов с учетом пауз между ними.

В качестве элементарной выемочной единицы принята очистная камера.

Параметры средней камеры при её расположении по простиранию:

- длина 30 - 40 м;
- ширина – равна мощности рудного тела (средняя мощность 5 м);
- высота блока – 25 м (высота подэтажа).

Параметры средней камеры при её расположении в крест простиранию:

- длина – равна мощности рудного тела (средняя мощность 17 м);
- ширина – 10 м;
- высота – 25 м (высота подэтажа).

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

Блоки обрабатывают системой разработки с разновидностью технологических процессов очистной выемки в зависимости от мощности рудных тел с законченным циклом выемки, подсчетом запасов и определения количественных показателей извлечения:

- системой разработки подэтажными штреками с твердеющей закладкой
- подэтажно камерной системой разработки с твердеющей закладкой.

4.8.2 Выбор и обоснование систем разработки. Определение параметров систем разработки

Месторождение представлено крутопадающими разной мощности (1-66,7 м). Рудные тела имеют четкие контакты с гидротермально измененными вмещающими породами и характеризуются линзообразной формой. Горные работы по вмещающим породам преимущественно будут вестись в подрудной части, в довольно устойчивых базальтах и андезито-базальтах, минимальная прочность при сжатии которых 124,4 МПа в соответствии с инженерно-геологической оценкой скальных пород (том 1, п.р 3.4).

Исходя из горнотехнических условий разработки месторождения, принятой схемы вскрытия и порядка отработки, а также с учетом ранее выполненных работ «Проект «Вскрытие и отработка месторождения «Лиманное», ТОО «Казгипроцветмет» 2013 г, «План горных работ по отработке месторождения «Лиманное» (вторая очередь-подземные горные работы). План ликвидации. Этап 2. Основные технические решения по подземным горным работам». ТОО «Вера Групп» 2025 г [20, 21], предусматриваются следующие системы разработки:

- система разработки подэтажными штреками с закладкой выработанного пространства (при мощности рудных тел до 10 м);
- подэтажно-камерная система разработки с закладкой выработанного пространства (при мощности рудных тел более 10 м).

4.8.3 Устойчивые пролеты обнажений

Величина устойчивого пролета для горно-геологических условий Лиманного месторождения может быть определена согласно [22] по следующей формуле:

$$L_{уст} = 4,3 \cdot d_2 \cdot \sqrt[3]{\frac{[\sigma]}{K \cdot d_1 \cdot \gamma}}$$

где d_1 и d_2 – горизонтальные и вертикальные размеры структурного блока, м; $[\sigma]$ – прочность обнажаемого массива руды или пород на сжатие в образце, кг/см²; γ – плотность обнажаемого породного массива, т/м³; K_3 – коэффициент запаса, учитывающий возможные отклонения значений свойств пород и их параметров, а также систему разработки, $K_3=2,5$.

Результаты расчета представлены в таблице 4.9.

Таблица 4.9 - Устойчивые пролеты горизонтальных обнажений пород и руд

Наименование породы	Размеры элементарного блока, м		Плотность обнажаемого массива, т/м ³	Предел прочности массива на сжатие, кг/см ²	Коэффициент запаса	Горизонтальный пролет кровли камер, м	Коэффициент запаса	Горизонтальный пролет кровли камер, м
	dv	dg			Предельный пролет		Допустимый пролет	
Породы	0,20	0,20	2,77	1 264,45	1,00	11,32	2,5	8,34
	0,30	0,30	2,77	1 264,45	1,00	14,84	2,5	10,93
	0,50	0,50	2,77	1 264,45	1,00	20,86	2,5	15,37
	0,20	0,20	2,77	747,96	1,00	9,51	2,5	7,00
	0,30	0,30	2,77	747,96	1,00	12,46	2,5	9,18
	0,50	0,50	2,77	747,96	1,00	17,51	2,5	12,90
Руды	0,20	0,20	4,30	594,49	1,00	7,60	2,5	5,60
	0,30	0,30	4,30	594,49	1,00	9,96	2,5	7,34
	0,50	0,50	4,30	594,49	1,00	14,01	2,5	10,32

Дополнительно расчет пролета устойчивых обнажений выполнен в соответствии с «Методическими указаниями по определению размеров камер и целиков при подземной разработке руд цветных металлов» [23].

Расчеты выполнены методом эквивалентных пролетов. Идея метода заключается в оценке устойчивости кровли выработки произвольной формы по величине эквивалентного ей по устойчивости пролета выработки постоянной ширины и неограниченно большой длины.

Значение эквивалентного пролета определяется по формуле:

$$l_{\text{экв}} = \frac{a \cdot b}{\sqrt{a^2 + b^2}},$$

где а и b – длины сторон обнажения, м.

Критерием устойчивости обнажения является неравенство

$$l_{\text{экв}} \leq l_0,$$

где l_0 – предельный пролет выработки перед обрушением, который можно определить по графику на рисунке 4.3.

Для расчета величины предельно допустимого пролета наклонного обнажения при известной величине устойчивого пролета горизонтального обнажения используются следующие формулы:

при $\alpha \leq 55^\circ$

$$l_{\alpha^\circ} = \frac{l_0}{\cos \alpha^\circ},$$

при $\alpha \geq 55^\circ$

$$l_{\alpha^\circ} = 0,02 \cdot (32 + \alpha^\circ) \cdot l_0,$$

Для камерных систем разработки, не требующих присутствия людей в очистном пространстве, допустимый пролет обнажения $l_{\text{экв}}$ может быть принят с учетом поправочного коэффициента и равен $(0,7-0,8)l_0$. По оси Ох – длина камеры, по оси Оу – величина пролета (ширина камеры).

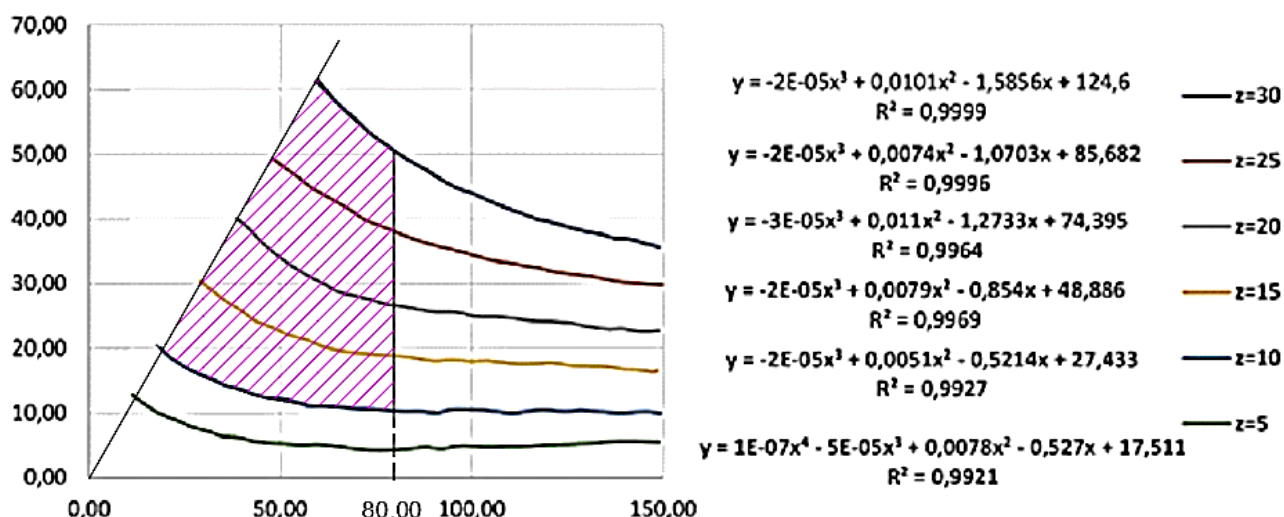


Рисунок 4.3 - Предельный пролет выработки до обрушения

Методика расчета предельного пролета по номограмме:

1. Исходя из прочности пород в массиве на одноосное сжатие и (или) по среднему размеру куска структурного блока по таблице 4.10 выбирается параметр «Z», который принимают за параметр устойчивости для данного типа пород и условий эксплуатации.

Таблица 4.10 – Зависимость параметра «Z» от строения и прочности пород

Средний размер куска структурного блока, м	Вторичные изменения, %	Прочность пород в массиве при сжатии, МПа	Значение параметра «Z»
Более 1	Отсутствуют	Более 80	20 и более
0,5 – 0,1	Менее 20	60-80	15-19
0,25 – 0,5	20-30	40-60	10-14
0,1 – 0,25	30-40	10-40	6-9

Зона дробления, расщепления	Более 40	Менее 10	5 и менее

2. Каждому значению «Z» соответствует свое уравнение для определения устойчивого пролета (уравнения выведены в «Excel» по номограмме). В уравнение вместо «X» подставляется значение длины камеры;

3. Полученное значение «Y» и есть устойчивый пролет камеры.

Согласно разделу 3, п.р.3.1, углы падения по профилям изменяются в пределах 48-84 градуса. Ввиду не значительной изменчивости параметров устойчивости углы падения объединены в следующие группы:

- до 60 градусов;
- 60-70 градусов;
- свыше 70 градусов.

Расчеты выполнены на наименьшее значение угла в группе.

Результаты расчета пролета устойчивых обнажений для Лиманного месторождения представлены в таблицах 4.11 - 4.12.

Таблица 4.11 – Результаты расчета горизонтального пролета

Наименование породы	Предел прочности массива на сжатие, МПа	Z по прочности	Устойчивый горизонтальный пролет кровли камер в зависимости от длины камеры, м							
			10	20	30	40	50	60	70	80
Руда	58,30	10	20,00	18,89	15,84	13,46	11,61	10,19	9,07	8,12
Порода	124,00	20	40,00	40,00	40,00	39,14	34,48	31,12	28,87	27,57
	73,35	15	30,00	30,00	29,84	26,09	23,44	21,77	20,96	20,89

*-для системы разработки вкрест простирания длина камеры – это горизонтальная мощность рудного тела

Анализируя результаты аналитических расчетов по двум методикам, а также учитывая отсутствие достаточных данных о нарушенности массива руд, горизонтальный устойчивый пролет принимается равным 10 м.

Таблица 4.12 – Результаты расчета наклонного пролета

Наименование	Длина камеры, м	Устойчивый наклонный пролет в зависимости от угла падения рудного тела, м		
		До 60 град.	60-70 град.	Свыше 70 град.
Порода	10	60.24	74.71	96.73
	20	50.98	63.22	81.86
	30	43.49	53.93	69.83
	40	37.59	46.62	60.35
	50	33.11	41.06	53.16

*-для системы разработки вкрест простирания длина камеры – это горизонтальная мощность рудного тела

4.8.4 Условия применения систем разработки

По результатам расчета выделены условия применения систем разработок (Таблица 4.13).

Таблица 4.13 – Условия применения систем разработок

№	Параметр	Значение
По простиранию рудного тела		
1	мощность	до 10 м
	пролет	до 10 м
	длина камеры	до 40 м
	кол-во подэтажей	до 70 градусов – 1 подэтаж; свыше 70 градусов – 2 подэтажа
Вкрест простирания рудного тела		
2	мощность	10-20 м
	пролет	10 м
	длина камеры	10-20 м
	кол-во подэтажей	до 60 градусов – 1 подэтаж; 60-70 градусов – 2 подэтажа; свыше 70 градусов – 3 подэтажа
3	мощность	20-40 м
	пролет	10 м
	длина камеры	20-40 м
	кол-во подэтажей	до 70 градусов – 1 подэтаж; свыше 70 градусов – 2 подэтажа
4	мощность	свыше 50 м
	пролет	10 м
	длина камеры	свыше 50 м
	кол-во подэтажей	при любом угле падения – 1 подэтаж

Параметры систем разработок в данной работе и условия применения систем разработок унифицированы:

1. Система разработки подэтажных штреков с твердеющей закладкой:

- мощность рудного тела – до 10 м;
- угол падения рудного тела – любой;
- пролет – до 10 м;
- длина камеры – до 40 м;
- кол-во подэтажей – 1 подэтаж;
- высота подэтажа – 25 м.

2. Подэтажно камерная система разработки с твердеющей закладкой:

- мощность рудного тела – более 10 м;
- угол падения рудного тела – любой;
- пролет – 10 м;
- длина камеры – равна мощности рудного тела;

- кол-во подэтажей – 1 подэтаж;
- высота подэтажа – 25 м.

В соответствии с проведенным анализом рудных тел, определен процент применения систем разработки по рудным телам:

1. Рудное тело № 1:

- система разработки с подэтажными штреками 25 %;
- подэтажно-камерная система разработки – 75 %.

2. Рудное тело № 2:

- система разработки с подэтажными штреками 47 %;
- подэтажно-камерная система разработки – 53 %.

3. Рудное тело № 3:

- система разработки с подэтажными штреками 16 %;
- подэтажно-камерная система разработки – 84 %.

4.8.5 Параметры целиков при камерно-целиковом порядке отработки запасов

Расчет целиков выполнен по методике Турнера- Шевякова, в которой в качестве критерия прочности принята несущая способность целика.

Общее условие прочности целика, независимо от предназначения, имеет вид:

$$\frac{S_{\Pi}}{S_{\Sigma}} = \frac{\sigma_{\text{сж}}^{\text{м}} \cdot K_{\text{вр}} \cdot K'_{\text{ф}} \cdot K''_{\text{ф}}}{\gamma \cdot H \cdot K_3 \cdot K_{\text{н}} \cdot K_{\alpha}'}$$

где S_{Π} – площадь подрабатываемого участка, м²; S_{Σ} – суммарная площадь целиков на подрабатываемом участке, м²; $\sigma_{\text{сж}}^{\text{м}}$ – предел прочности пород целика при сжатии в массиве, МПа; $K_{\text{вр}}$ – коэффициент, учитывающий длительность существования целиков; $K'_{\text{ф}}$ – коэффициент, учитывающий влияние соотношения размеров целиков в сечении, нормальном направлению действующей нагрузки; $K''_{\text{ф}}$ – коэффициент, учитывающий влияние соотношения высоты целика к его наименьшему размеру в сечении, совпадающим с направлением действующей нагрузки; γ – удельный вес пород, МН/м³; H – глубина отработки, м; K_3 – коэффициент запаса прочности; $K_{\text{н}}$ – коэффициент нагрузки; K_{α}' – коэффициент, учитывающий влияние угла падения рудного тела.

Коэффициентом нагрузки $K_{\text{н}}$ учитывается доля веса массива налегающей толщи, приходящаяся на целики при отработке по камерно-столбовой системе пологозалегающих рудных тел. Она зависит от степени подвижности пород кровли, определяемой соотношением H глубины и наименьшим размером подрабатываемой толщи L (Таблица 4.14). Если нет достаточно обоснованных данных о свойствах пород, то необходимо во всех случаях принимать $K_{\text{н}} = 1$.

Таблица 4.14 – Определение коэффициента нагрузки

L/H	0,1	0,3	0,5	$\geq 0,7$
КН	0,4	0,6	0,8	1

Коэффициент K_α учитывает влияние угла падения рудного тела на величину нормальной нагрузки, приходящейся на междукammerный целик. Целики с прямоугольным сечением, ориентированные длинной осью по простиранию, а также целики квадратного и круглого сечения оформляются с наклоном к нормали под углом β . Для таких целиков коэффициент K_α вычисляется по следующей формуле:

$$K_\alpha = \frac{\eta \cdot \sin \alpha}{\cos \beta \cdot \sin (\alpha - \beta)},$$

где η – коэффициент бокового распора.

$$\beta = \alpha - \arctg(\eta \cdot \tg \alpha)$$

Коэффициентом запаса прочности учитываются вариации и неоднородность, присущие всем геомеханическим и геометрическим показателям, определяющим несущую способность целиков.

$$K_3 = K_1 \cdot K_2 \cdot K_3,$$

где K_1 – коэффициент, учитывающий вариации прочностных характеристик при выборе среднего значения прочности пород в образце (как правило, $K_1 = 1,2 \div 1,4$); K_2 – коэффициент, учитывающий неоднородность напряжений в сечении целика, которая имеет тот же порядок, что и неоднородность прочностных характеристик вследствие того, что эти величины сопряженные ($K_2 = 1,2 \div 1,4$); K_3 – коэффициент, учитывающий отклонения фактических размеров целиков от расчетных (эмпирически установлено, что $K_3 = 1,1 \div 1,2$).

Выбор значений коэффициентов формы K'_ϕ и K''_ϕ зависит от деформационной способности целиков, определяемой как прочностными и деформационными свойствами пород, так и ориентировкой структурных элементов относительно обнажений. Выбор формул для определения коэффициентов формы осуществляется по таблице 4.15.

Таблица 4.15 – Формулы для расчета коэффициентов формы

Условия применения	Пределы применимости	Формула
При расположении трещин поперек длинной стороны целика	$1 < b/a \leq 4$	$K'_\phi = 0,8 + 0,2 \cdot b/a$
При неупорядоченной трещиноватости	-	$K'_\phi = 1$
Для высоких целиков	$0,25 \leq a/h \leq 1$	$K''_\phi = 0,6 + 0,4 \cdot a/h$
Для широких целиков в трещиноватых породах	$1 \leq a/h \leq 4$	$K''_\phi = a/h$
для широких целиков в слаботрещиноватых породах	-	$K''_\phi = \sqrt{a/h}$

Условия применения	Пределы применимости	Формула
При наличии на контактах пластичных прослоев для широких целиков	-	$K''_{\phi} = 0,5 + 0,05 \cdot h/a$
Крутопадающее р.т., когда ширина целика меньше нормальной мощности рудного тела		$K''_{\phi} = a/m$
Крутопадающее р.т., когда ширина целика больше или равна нормальной мощности рудного тела		$K''_{\phi} = \sqrt{a/m}$

Коэффициент $K_{вр}$ в зависимости от трещиноватости пород и времени существования целиков приведен в таблице 4.16.

Таблица 4.16 – Определение коэффициента $K_{вр}$

Срок существования целика, лет	Породы	
	Слабо- и среднетрещиноватые	Сильнотрещиноватые
2	1	1
5	0,8	0,7
>5	0,7	0,5

Параметры целиков рассчитываются исходя из требуемой прочности целика, преобразовывая исходное уравнение.

$$\sigma_{сж}^{тр} = \frac{S_{п} \cdot \gamma \cdot H \cdot K_{з} \cdot K_{н} \cdot K_{\alpha}}{S_{ц} \cdot K_{вр} \cdot K'_{\phi} \cdot K''_{\phi}}$$

Если $\sigma_{сж}^{тр} \leq \sigma_{сж}^{руд}$ то условие выполняется, целик устойчив с заданными параметрами.

4.8.6 Параметры целиков при отработке запасов по простиранию рудного тела

Схема к расчету представлена на рисунке 4.4.

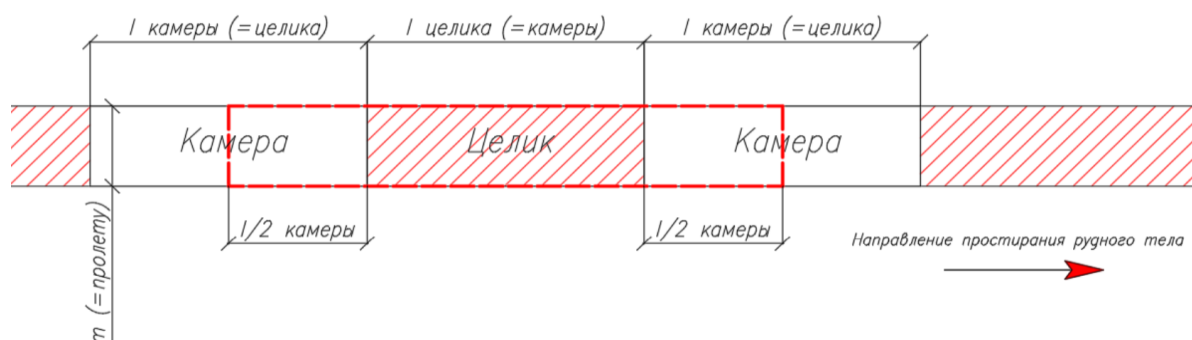


Рисунок 4.4 - Схема к расчету целика, расположенному по простиранию рудного тела

Исходные данные для расчета:

- максимальный пролет (горизонтальная мощность) – 10 м;
- длина камеры (целика) – 40 м;

- высота подэтажа – 25 м;
- удельный вес пород – 0,027 МН/м³;
- глубина отработки – 100, 200, 300, 400, 500, 600, 700 м;
- угол падения рудного тела – до 60 град., 60-70 град., более 70 град.;
- коэффициент Пуассона – 0,2 (раздел 3, п.р.3.4);
- прочность руды на одноосное сжатие – 58,3 МПа.

Коэффициент формы K''_{ϕ}

$$K''_{\phi} = 0,6 + 0,4 \cdot \frac{a}{h} = 0,6 + 0,4 \cdot \frac{10}{25} = 0,76$$

Коэффициент бокового распора

$$\eta = \frac{\mu}{1 - \mu} = \frac{0,2}{1 - 0,2} = 0,25$$

Расчет коэффициент K_{α} представлен в таблице 4.17.

Таблица 4.17 – Расчет K_{α} в зависимости от угла падения рудного тела

Наименование	Ед. изм.	Значения		
α	град	до 60	60-70	свыше 70
β	рад.	0.523393	0.611074	0.643416
K_{α}		0.864522	0.758954	0.632074

Таблица 4.18 – Расчет $\sigma_{\text{сж}}^{\text{треб}}$ в зависимости от угла падения рудного тела

Глубина ведения работ, м	Требуемая прочность пород целика при различных углах Падения рудного тела, МПа		
	до 60 град.	60-70 град.	свыше 70 град.
100	9.73	8.54	7.11
200	19.46	17.08	14.23
300	29.19	25.63	21.34
400	38.92	34.17	28.46
500	48.65	42.71	35.57
600	58.38	51.25	42.68
700	68.11	59.79	49.80

Результаты расчета показывают, что до глубины 600 м заданные параметры целика обеспечивают устойчивость массива, т.е. отработка камер по простиранию рудного тела возможна через одну камеру. При глубине более 600 м отработку камер по простиранию рудного тела необходимо вести через две камеры.

4.8.7 Параметры целиков при отработке запасов вкост простирания рудного тела

Схема к расчету представлена на рисунке 4.5.

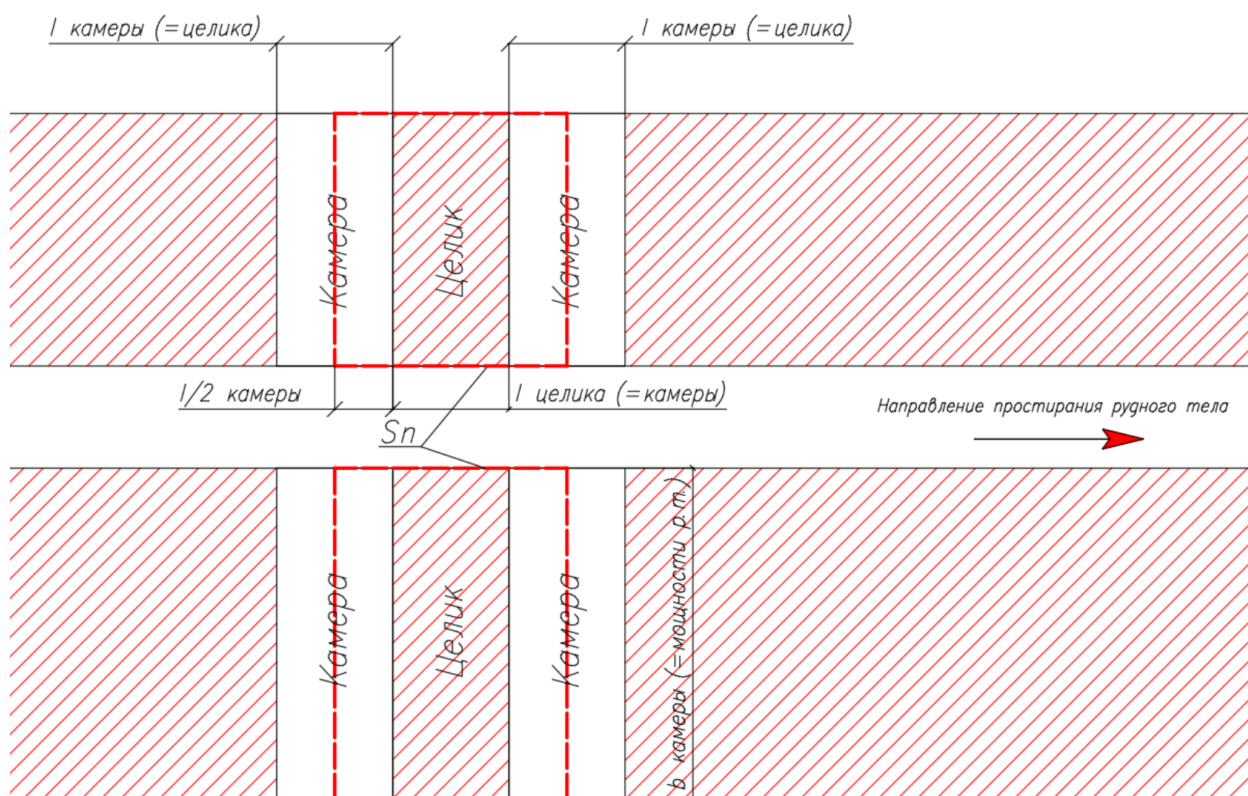


Рисунок 4.5 - Схема к расчету целика, расположенного вкрест простираения рудного тела

Результаты расчета предельной прочности междукамерного целика при заданных параметрах представлены в таблицах 4.19 - 4.20.

Таблица 4.19 – Расчет предельной прочности междукammerного целика при заданной ширине 20 м (два целика по 10 м)

Мощность р.т. (длина камеры), м		до 20			до 30			до 40			до 50		
К"ф		1.00			0.33			0.25			0.20		
Угол падения		60<	60-70	>70	60<	60-70	>70	60<	60-70	>70	60<	60-70	>70
Глубина ведения горных работ, м	100	5.55	4.87	4.05	16.64	14.61	12.16	22.18	19.48	16.22	27.73	24.34	20.27
	200	11.09	9.74	8.11	33.28	29.21	24.33	44.37	38.95	32.44	55.46	48.69	40.55
	300	16.64	14.61	12.16	49.91	43.82	36.49	66.55	58.43	48.66	83.19	73.03	60.82
	400	22.18	19.48	16.22	66.55	58.43	48.66	88.74	77.90	64.88	110.92	97.38	81.10
	500	27.73	24.34	20.27	83.19	73.03	60.82	110.92	97.38	81.10	138.65	121.72	101.37
	600	33.28	29.21	24.33	99.83	87.64	72.99	133.11	116.85	97.32	166.38	146.07	121.65
	700	38.82	34.08	28.38	116.47	102.25	85.15	155.29	136.33	113.54	194.11	170.41	141.92

Таблица 4.20 – Расчет предельной прочности междукammerного целика при заданной ширине 30 м (три целика по 10 м)

Мощность р.т. (длина камеры), м		до 20			до 30			до 40			до 50		
К"ф		1.22			1.00			0.75			0.60		
Угол падения		60<	60-70	>70	60<	60-70	>70	60<	60-70	>70	60<	60-70	>70
Глубина ведения горных работ, м	100	4.03	3.53	2.94	4.93	4.33	3.60	6.57	5.77	4.81	8.22	7.21	6.01
	200	8.05	7.07	5.89	9.86	8.66	7.21	13.15	11.54	9.61	16.43	14.43	12.01
	300	12.08	10.60	8.83	14.79	12.98	10.81	19.72	17.31	14.42	24.65	21.64	18.02
	400	16.10	14.13	11.77	19.72	17.31	14.42	26.29	23.08	19.22	32.87	28.85	24.03
	500	20.13	17.67	14.71	24.65	21.64	18.02	32.87	28.85	24.03	41.08	36.07	30.04
	600	24.15	21.20	17.66	29.58	25.97	21.63	39.44	34.62	28.83	49.30	43.28	36.04
	700	28.18	24.74	20.60	34.51	30.30	25.23	46.01	40.39	33.64	57.51	50.49	42.05

Анализируя результаты расчета параметров целиков при камерно-целиковом порядке отработки запасов, сделан вывод о том, что при мощности рудного тела 10-20 м отработка может вестись через два целика (две камеры по 10 м пролетом), при мощности рудного тела более 20 м – через три целика (три камеры по 10 м пролетом).

4.8.8 Прочность закладочного массива

Основным назначением закладочного массива является управление горным давлением при очистной выемке, а также сохранение устойчивости обнажений и обеспечение поддержания конструктивных элементов системы разработки в устойчивом состоянии на весь период отработки камер.

К техническим требованиям, предъявляемым к закладочному массиву, относятся прочностные и деформационные характеристики (в том числе компрессионные), структура закладочного массива, динамика набора прочности. Прочность закладочного массива и динамика набора прочности являются основными характеристиками. Наиболее распространённым показателем является нормативная прочность закладочного массива, под которой понимают установленную проектом минимально допустимую прочность на одноосное сжатие искусственного массива, которую он должен иметь к определённому сроку, связанному с технологией ведения горных работ, когда возможно безопасное обнажение массива или его элемента горной выработкой заданных параметров. Снижение фактической прочности закладочного массива ниже нормативной прочности недопустимо из условий безопасности ведения горных работ.

Нормативная прочность закладочного массива должна обеспечивать его устойчивое состояние в процессе ведения горных работ. На ее величину влияет ряд факторов, основными из которых являются:

- нагрузки, действующие на закладочный массив;
- размеры обнажения закладочного массива;
- структура закладочного массива.

Оценка фактической прочности участков закладочного массива может производиться одним из следующих способов:

- испытанием образцов-кубиков на поверхности;
- испытанием образцов закладки, отобранных из массива.

В качестве основной характеристики прочности твердеющей закладки применяется предел прочности на сжатие.

При камерных системах разработки нормативная прочность закладочных массивов зависит от высоты вертикальных обнажений в камерах, принятого направления отбойки внутри камеры, очередности отработки камер в пределах секции и блока.

Для обеспечения отработки камер, смежных с заложенной, нормативная прочность закладки назначается, исходя из обеспечения устойчивости вертикальных обнажений. При

этом выработанное пространство рекомендуется заполнять разнопрочной закладкой. Нормативная прочность представлена в таблице 4.21.

Таблица 4.21 – Нормативная прочность участков закладочного массива разнопрочной закладки

Расстояние участков закладочного массива, считая от кровли очистного пространства, м	Прочность закладки в пределах участка, МПа
От 0 до 20	1
От 20 до 35	2
От 35 до 45	3
От 45 до 50	4
От 50 до 60	5

По условию обеспечения устойчивости вертикального обнажения

Согласно [7], в призабойной зоне закладочный массив нагружен в основном силами собственного веса, поэтому для вертикальных обнажений закладки в стенках горных выработок, нормативную прочность закладки следует определять по таблице 4.22.

Таблица 4.22 – Нормативная прочность закладки в призабойной зоне

Высота обнажения закладки в стенках камеры, м	Нормативная прочность закладки, МПа
10	1,0
20	1,5
30	2,0
40	2,5

При высоте подэтажа 25 м, прочность закладки из условия обеспечения устойчивости в вертикальном обнажении должна составлять не менее 2 МПа.

По условию обеспечения устойчивости от горного давления

При камерно-целиковом порядке отработки прочность закладки должна составлять 1-2 МПа (Таблица 4.21).

При сплошном порядке отработки (от центра к флангам) прочность закладки в первой отработанной камере должна составлять 2 МПа, в последующих отрабатываемых камерах – в соответствии с устойчивостью при вертикальном обнажении, для условий Лиманного месторождения – 1-2 МПа.

По условию обеспечения движения самоходной техники по заложенному массиву

Высота несущего слоя для выработок, которые в последующем будут служить почвой очистного пространства, должна быть не менее 0,6 м, с прочностью не менее 2 МПа.

4.8.9 Использование пустых пород при ведении закладочных работ

Использование пустых пород в качестве закладки возможно частично.

Пустые породы при ведении закладочных работ возможно использовать по трем схемам (Рисунок 4.6):

1. Первая схема – засыпка пустых пород с левого и правого фланга камеры;
 2. Вторая схема – формирование насыпи на дне камеры с использованием ПДУ;
 3. Третья схема – засыпка пустой породы с левого или правого фланга камеры.
- Насыпь сухой закладки формируется под углом естественного откоса – 45° .
По второй схеме насыпь принята высотой 1 м (исходя из характеристики ПДМ).

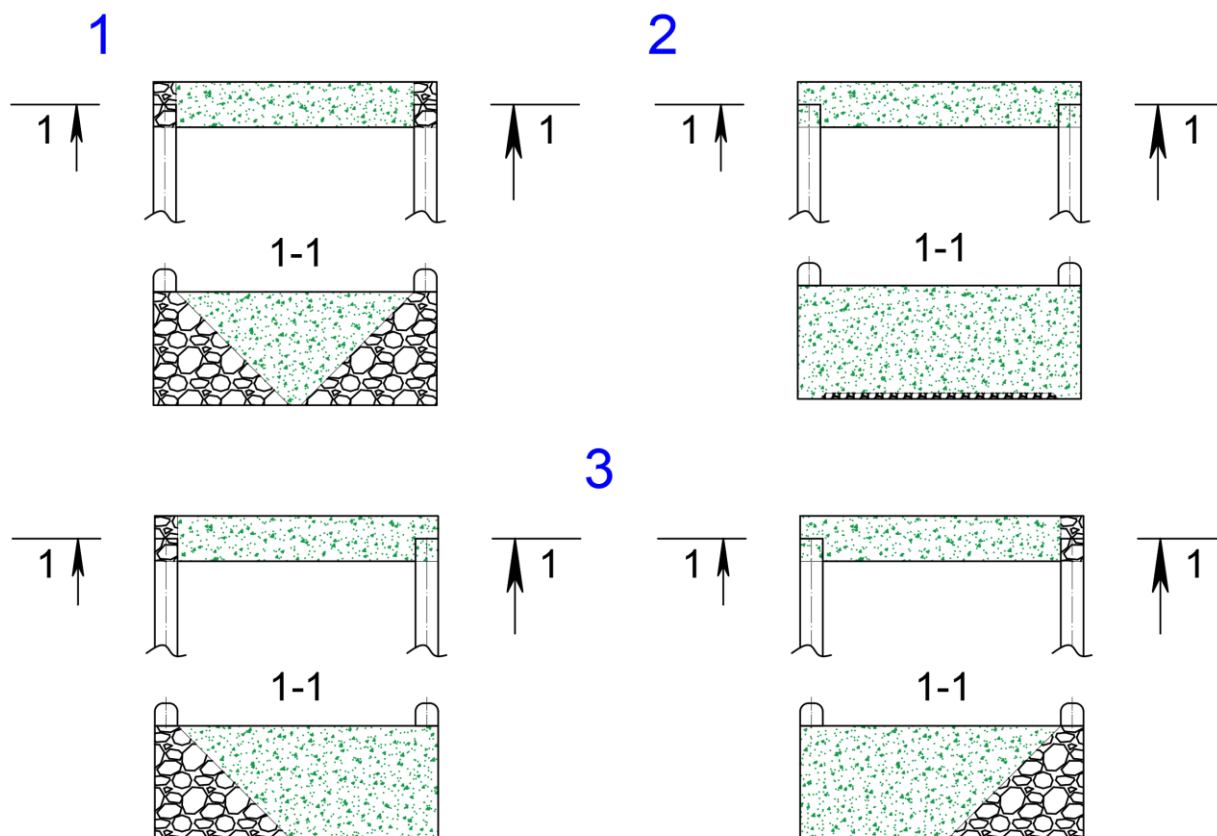


Рисунок 4.6 – Схемы закладочных работ

Каждая схема имеет свою область применения.

1. Первая схема:
 - единственная камера на подэтаже;
 - крайняя камера в подэтаже.
2. Вторая схема:
 - первая (разрезная) камера в подэтаже.
3. Третья схема:
 - если с торца данной камеры планируется отработка другой.

Данные схемы позволяют экономить использование твердеющей закладки в одной камере на:

1. При первой схеме – 58%;
2. При второй – 4%;
3. При третьей – 28%.

Для получения общего процентного объема использования сухой закладки рассматривается 5 различных вариантов с разным количеством камер в подэтаже: 1, 3, 5, 7, 9 (соответственно и рудного тела) (Рисунок 4.7).

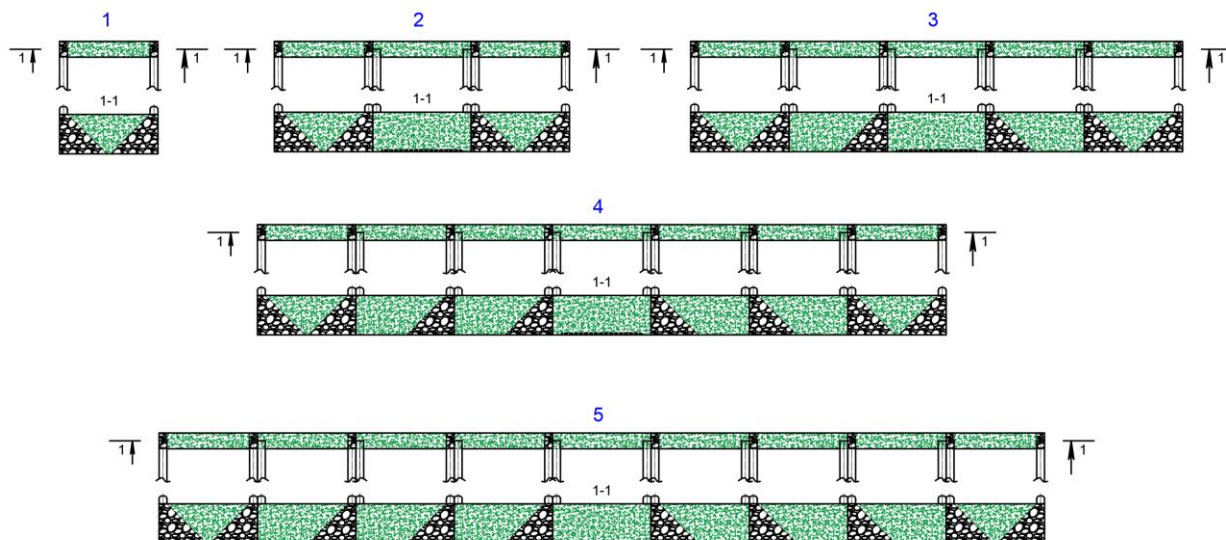


Рисунок 4.7 - Различные варианты ведения закладочных работ
(зеленый цвет – твердеющая закладка, черный – сухая)

После проведения графических расчетов, построен график, отражающий процентный объем использования сухой закладки (Рисунок 4.8).

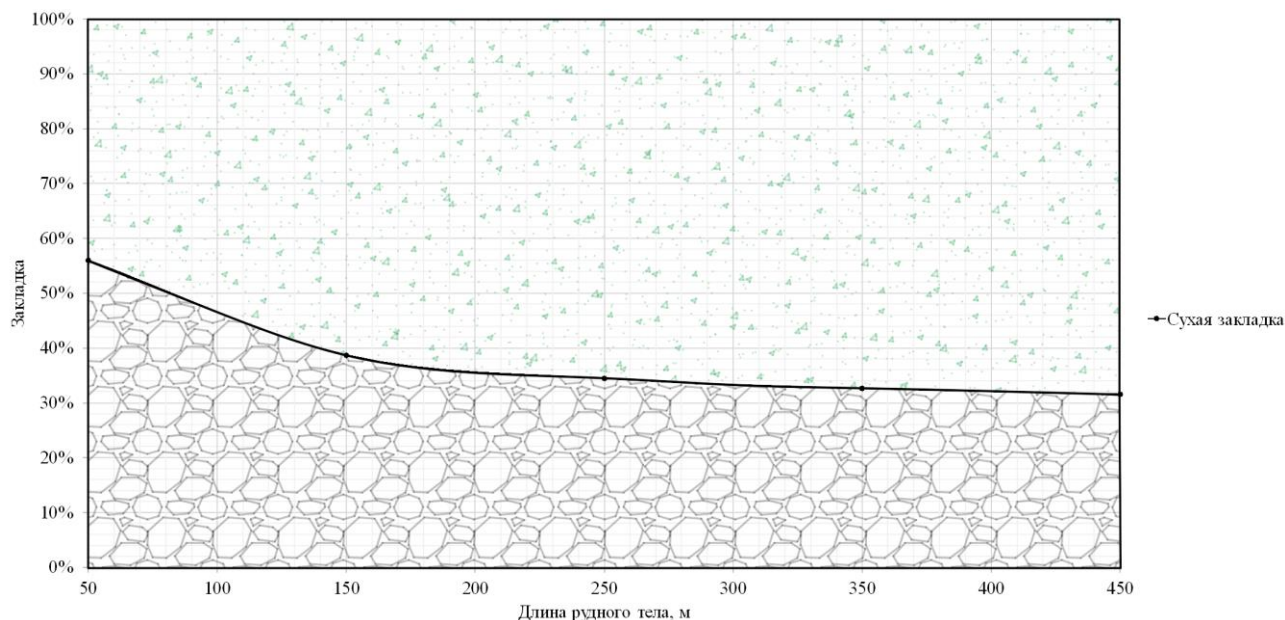


Рисунок 4.8 - Процентный объем использования сухой закладки

Схемы закладки выработанного пространства пустой породой приведены в Приложении Е.

4.8.10 Порядок отработки запасов месторождения

Порядок отработки запасов месторождения:

– восходящий - с отм. -341 м до нижней границы предохранительного подкарьерного целика;

– нисходящий - от отм. -341 м до нижней границы подсчета запасов.

Порядок отработки запасов в подэтаже может вестись как сплошным порядком, так и камерно целиковым. При этом при сплошном порядке отработка начинается с центральной части и движется расходящимися фронтами к флангам.

При камерно-целиковом порядке: при мощности рудного тела 10-20 м отработка может вестись через два целика (две камеры по 10 м пролетом), при мощности рудного тела более 20 м – через три целика (три камеры по 10 м пролетом).

Отработка запасов, заключенных в предохранительном подкарьерном целике, осуществляется после отработки основных запасов по отдельному проекту.

4.8.11 Технология отработки прибортовых и подкарьерных запасов

Отработка прибортовых и подкарьерных запасов производится в рамках последнего этапа освоения запасов месторождения Лиманное. Добыча данных запасов ведется системами разработки с закладкой выработанного пространства.

Отработка подкарьерного целика системой разработки с закладкой должна вестись с учётом сложившихся горнотехнических условий к моменту начала работ в целике.

При этом горные работы в пределах предохранительного целика карьера должны производиться после мероприятий по снижению уровня воды в выработках, расположенных на поверхности, для исключения проникновения воды в подземные выработки.

4.9 Система разработки подэтажными штреками

Система разработки подэтажными штреками применяется для маломощных (до 10 м) участков рудных тел № 1, № 2 и № 3 (чертеж 80.4.24.1.КГР-76/25-3-ПГР-ГПР, Лист 44.).

Запасы отрабатываются камерами, которые объединяются в блоки. Отработка камер в блоке может осуществляться как сплошным порядком от центра к флангам, так и в камерно-целиковом порядке. Сверху и снизу блок ограничен размерами подэтажа.

Длина блока зависит от длины рудного тела по простиранию, определяется оптимальной предельным пролетом обнажения камеры и длиной транспортировки руды погрузочно-доставочными машинами.

Камеры в блоке располагаются по простиранию рудного тела.

Параметры среднего блока для рудного тела № 1:

- длина 40 м (одна камера);
- ширина – равна мощности рудного тела (средняя мощность 6,2 м);
- высота блока – 25 м (высота подэтажа).

Параметры среднего блока для рудного тела № 2:

- длина 50 м (две камеры по 25 м);
- ширина – равна мощности рудного тела (средняя мощность 6,4 м);
- высота блока – 25 м (высота подэтажа).

Параметры среднего блока для рудного тела № 3:

- длина 30 м (одна камера);
- ширина – равна мощности рудного тела (средняя мощность 4,8 м);
- высота блока – 25 м (высота подэтажа).

Для отработки блока проходится комплекс горных выработок (подготовительных и нарезных), обеспечивающий доступ к рудному телу, откатку горной массы, вентиляцию и обслуживание горных работ.

Подготовка блока заключается в проходке следующих выработок:

- заезд на полевой штрек;
- полевой штрек (ПШ);
- заезд на буро-доставочный штрек;
- ниша вентиляционно-ходового восстающего;
- вентиляционно-ходовой восстающий (ВХВ);
- рудоспуск;
- заезд на рудоспуск.

Нарезка блока осуществляется проходкой буро-доставочного штрека (БДШ), пройденного по руде по простиранию рудного тела.

С транспортного съезда, пройденного на весь этаж, проходятся заезды на подэтажи, с которых в свою очередь проходятся полевые штреки. Назначение полевых штреков заключается в транспортировке материалов, перемещения техники к добычным участкам, вентиляции, перемещению рабочих по подэтажу. Полевые штреки проходятся вне зоны влияния добычных работ. С полевых штреков проходятся заезды в буро-доставочные штреки, с которых выполняется проходка непосредственно самих буро-доставочных штреков.

Руду отбивают скважинами по длине подэтажа (одновременно не более 2-3 рядов подряд) вертикальными или круто наклонными слоями. Первый слой отбивается на отрезную щель.

Массив разбуливается самоходными буровыми установками из подэтажных штреков скважинами на всю высоту подэтажа и обрушается последовательно по длине штрека в отступающем порядке. Очередные скважины взрывают после выпуска руды от предыдущей отбойки.

Уборка взорванной руды производится погрузочно-доставочной машиной (ПДМ).

Руда из очистных камер транспортируется с помощью ПДМ до ближайшего рудоспуска.

После полной отработки одной камеры производится ее полная закладка твердеющей бетонной смесью.

Заряжание скважин на очистных работах производится гранулированным ВВ с применением смесительно-зарядных установок. Взрывание скважин производится с применением системы неэлектрического инициирования.

Проветривание при проходке выработок осуществляется с помощью вентиляторов местного проветривания по вентиляционным рукавам по нагнетательной схеме. Проветривание блока производится по открытому очистному пространству.

Горно-подготовительные, нарезные и очистные работы должны производиться в соответствии с предъявляемыми к ним требованиями норм и правил в области промышленной безопасности [19] и технологическими регламентами по организации проходки горных выработок, ведения очистных работ и организации работ при эксплуатации подземного технологического транспорта на руднике.

До начала производства работ рабочие места должны быть приведены в безопасное состояние.

Порядок ведения очистных работ на примере одного блока:

1. Проходка подготовительных выработок – автоуклон -316/-341, заезд на ПШ -316, заезд на ПШ -341, ПШ -316, ПШ -341, заезд на БДШ -316, заезд на БДШ -341;
2. Проходка БДШ -341;
3. Отбойка запасов камеры -316/-341:
 - отгрузка отбитой руды через заезд на БДШ -341 и ПШ -341 на рудоспуск;
 - подача свежей струи с помощью ВМП, установленного на ПШ -341;
 - отработанный воздух выходит на ПШ -341, смешивается со свежей струей и выносится на автоуклон;
4. После полной отработки запасов камеры начинается процесс закладки;
5. Возведение закладочных перемычек на заездах -341 подэтажа;
6. Допроходка заездов на БДШ -316 (возможен другой вариант – бурение закладочной скважины);
7. Полная закладка выработанного пространства;
8. Проходка БДШ -316.

Принципиальная схема системы разработки подэтажными штреками на примере рудного тела № 2 представлена на рисунке 4.9.

Удельные показатели объемов ПНР по рудному телу № 1, № 2 и № 3 приведены в таблицах 4.23 - 4.28.

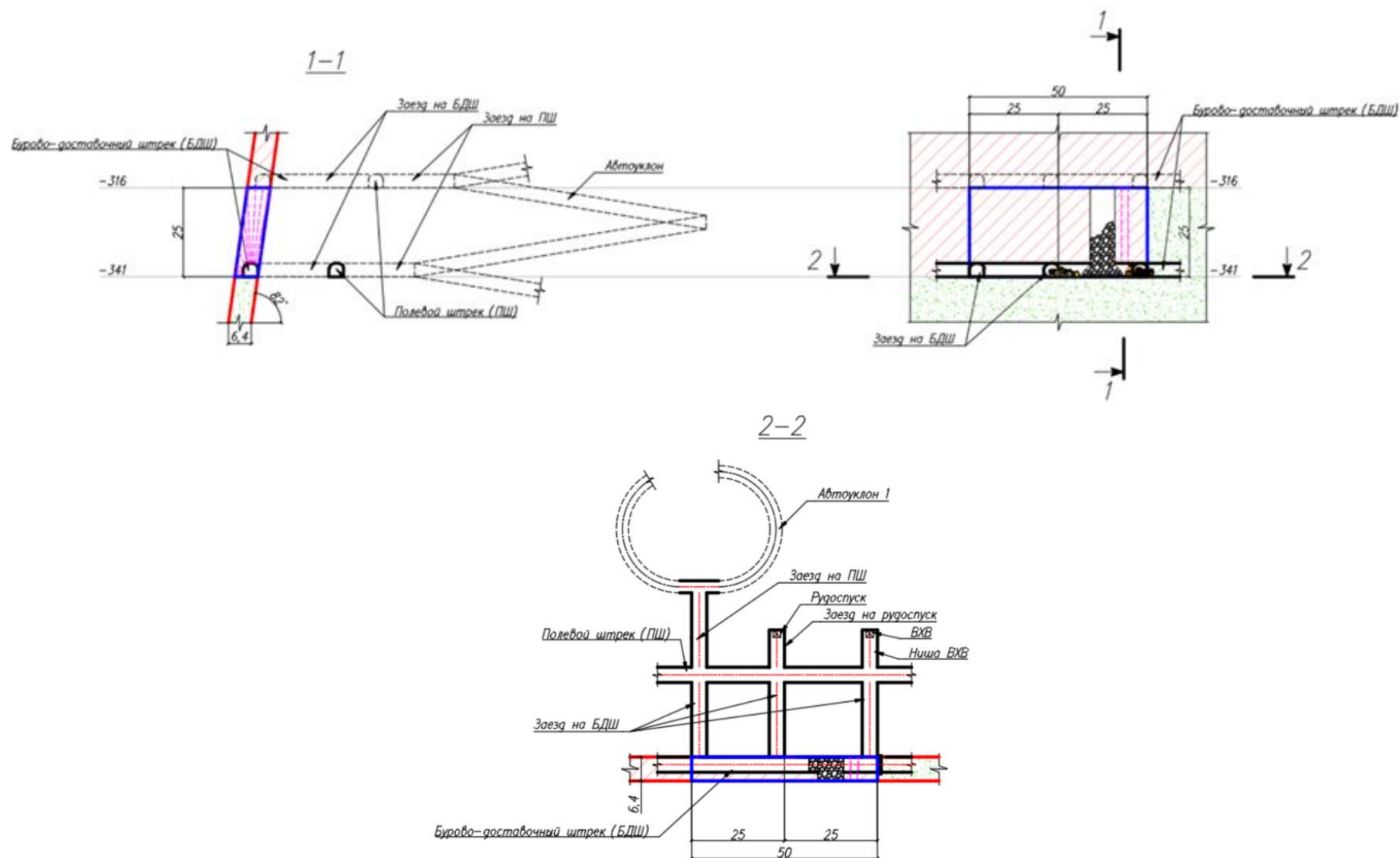


Рисунок 4.9 - Система разработки подэтажными штреками (на примере рудного тела №2)

Таблица 4.23 – Объемы ПНР для системы разработки подэтажными штреками по рудному телу №1

Тип выработок	Наименование выработки	Кол-во	Длина, м	Сечение, м ²	Объем, м ³	Общая длина, м	Общий объем, м ³
Подготовительные	Заезд на ПШ	1	20,00	14,40	288,00	20,00	288,00
	Полевой штрек (ПШ)	1	40,00	14,40	576,00	40,00	576,00
	Заезд на БДШ	2	20,00	14,40	288,00	40,00	576,00
	Ниша ВХВ	1	8,00	14,40	115,20	8,00	115,20
	ВХВ	1	25,00	4,00	100,00	25,00	100,00
	Рудоспуск	1	25,00	4,00	100,00	25,00	100,00
	Заезд на рудоспуск	1	8,00	14,40	115,20	8,00	115,20
Нарезные	Буро-доставочный штрек	1	40,00	14,40	576,00	40,00	576,00
Итого		9	-	-	-	226,00	2446,40

Таблица 4.24 – Объемы ПНР для системы разработки подэтажными штреками по рудному телу №2

Тип выработок	Наименование выработки	Кол-во	Длина, м	Сечение, м ²	Объем, м ³	Общая длина, м	Общий объем, м ³
Подготовительные	Заезд на ПШ	1	20,00	14,40	288,00	20,00	288,00
	Полевой штрек (ПШ)	1	50,00	14,40	720,00	50,00	720,00
	Заезд на БДШ	3	20,00	14,40	288,00	60,00	864,00
	Ниша ВХВ	1	8,00	14,40	115,20	8,00	115,20
	ВХВ	1	25,00	4,00	100,00	25,00	100,00
	Рудоспуск	1	25,00	4,00	100,00	25,00	100,00
	Заезд на рудоспуск	1	8,00	14,40	115,20	8,00	115,20
Нарезные	Буро-доставочный штрек	1	50,00	14,40	720,00	50,00	720,00
Итого		10	-	-	-	246,00	3022,40

Таблица 4.25 – Объемы ПНР для системы разработки подэтажными штреками по рудному телу №3

Тип выработок	Наименование выработки	Кол-во	Длина, м	Сечение, м ²	Объем, м ³	Общая длина, м	Общий объем, м ³
Подготовительные	Заезд на ПШ	1	20,00	14,40	288,00	20,00	288,00
	Полевой штрек (ПШ)	1	30,00	14,40	432,00	3,00	432,00
	Заезд на БДШ	2	20,00	14,40	288,00	40,00	432,00
	Ниша ВХВ	1	8,00	14,40	115,20	8,00	115,20
	ВХВ	1	25,00	4,00	100,00	25,00	100,00
	Рудоспуск	1	25,00	4,00	100,00	25,00	100,00
	Заезд на рудоспуск	1	8,00	14,40	115,20	8,00	115,20
Нарезные	Буро-доставочный штрек	1	30,00	14,40	432,00	30,00	432,00
Итого		9	-	-	-	159,00	2014,40

Таблица 4.26 – Удельные показатели ПНР для системы разработки подэтажными штреками по рудному телу №1

Наименование	Ед. изм.	Значение
Плотность руды	т/м ³	4,30
Объем эксплуатационного блока	тыс. м ³	6,20
Запасы в эксплуатационном блоке	тыс. т	26,66
Удельный объем ПНР	м ³ /1000 т	91,76
Удельный объем ГПР (порода)	м ³ /1000 т	70,16
Удельный объем НР (по руде)	м ³ /1000 т	21,60

Таблица 4.27 – Удельные показатели ПНР для системы разработки подэтажными штреками по рудному телу №2

Наименование	Ед. изм.	Значение
Плотность руды	т/м ³	4,30
Объем эксплуатационного блока	тыс. м ³	8,00
Запасы в эксплуатационном блоке	тыс. т	34,40
Удельный объем ПНР	м ³ /1000 т	87,86
Удельный объем ГПР (порода)	м ³ /1000 т	66,93
Удельный объем НР (по руде)	м ³ /1000 т	20,93

Таблица 4.28– Удельные показатели ПНР для системы разработки подэтажными штреками по рудному телу №3

Наименование	Ед. изм.	Значение
Плотность руды	т/м ³	4,30
Объем эксплуатационного блока	тыс. м ³	3,60
Запасы в эксплуатационном блоке	тыс. т	15,48
Удельный объем ПНР	м ³ /1000 т	130,13
Удельный объем ГПР (порода)	м ³ /1000 т	102,22
Удельный объем НР (по руде)	м ³ /1000 т	27,91

4.10 Подэтажно-камерная система разработки

Подэтажно-камерная система разработки применяется для мощных (более 10 м) участков рудных тел №1, №2 и №3 чертеж 80.4.24.1.КГР-76/25-3-ПГР-ГПР, Лист 45.

Запасы отрабатываются камерами, которые объединяются в блоки. Отработка камер в блоке может осуществляться как сплошным порядком от центра к флангам, так и в камерно-целиковом порядке. Сверху и снизу блок ограничен размерами подэтажа. Камеры в блоке располагаются вкрест простиранию рудного тела.

Параметры среднего блока для рудного тела № 1:

- длина 210 м (21 камера пролетом по 10 м);
- ширина – равна мощности рудного тела (средняя мощность 37,8 м);
- высота блока – 25 м (высота подэтажа).

Параметры среднего блока для рудного тела № 2:

- длина 150 м (15 камер пролетом по 10 м);
- ширина – равна мощности рудного тела (средняя мощность 27,8 м);
- высота блока – 25 м (высота подэтажа).

Параметры среднего блока для рудного тела № 3:

- длина 150 м (15 камер пролетом по 10 м);
- ширина – равна мощности рудного тела (средняя мощность 25,4 м);
- высота блока – 25 м (высота подэтажа).

Подготовка блока заключается в проходке следующих выработок:

- заезд на полевой штрек;
- полевой штрек (ПШ);
- орт заезд;
- ниша вентиляционно-ходового восстающего;
- вентиляционно-ходовой восстающий (ВХВ);
- рудоспуск;
- заезд на рудоспуск.

Нарезка блока осуществляется проходкой буро-доставочного орта (БДО), пройденного по руде вкрест простирания.

С транспортного съезда, пройденного на весь этаж, проходятся заезды на подэтажи, с которых в свою очередь проходятся полевые штреки. Назначение полевых штреков заключается в транспортировке материалов, перемещения техники к добычным участкам, вентиляции, перемещению рабочих по подэтажу. Полевые штреки проходятся вне зоны влияния добычных работ. С полевых штреков проходятся заезды в буро-доставочные орты, с которых выполняется проходка непосредственно самих буро-доставочных ортов.

Основные технологические процессы и оборудование для проходки выработок и отработки камерных запасов аналогичны системе разработки подэтажными штреками.

Горно-подготовительные, нарезные и очистные работы должны производиться в соответствии с предъявляемыми к ним требованиями правил в области промышленной безопасности [19] и технологическим регламентам по организации проходки горных выработок, ведения очистных работ и организации работ при эксплуатации подземного технологического транспорта на руднике.

До начала производства работ рабочие места должны быть приведены в безопасное состояние.

Принципиальная схема системы разработки подэтажными штреками на примере рудного тела № 2 представлена на рисунке 4.10.

Удельные показатели объемов ПНР по рудному телу № 1, № 2 и № 3 приведены в таблицах 4.29 - 4.34.

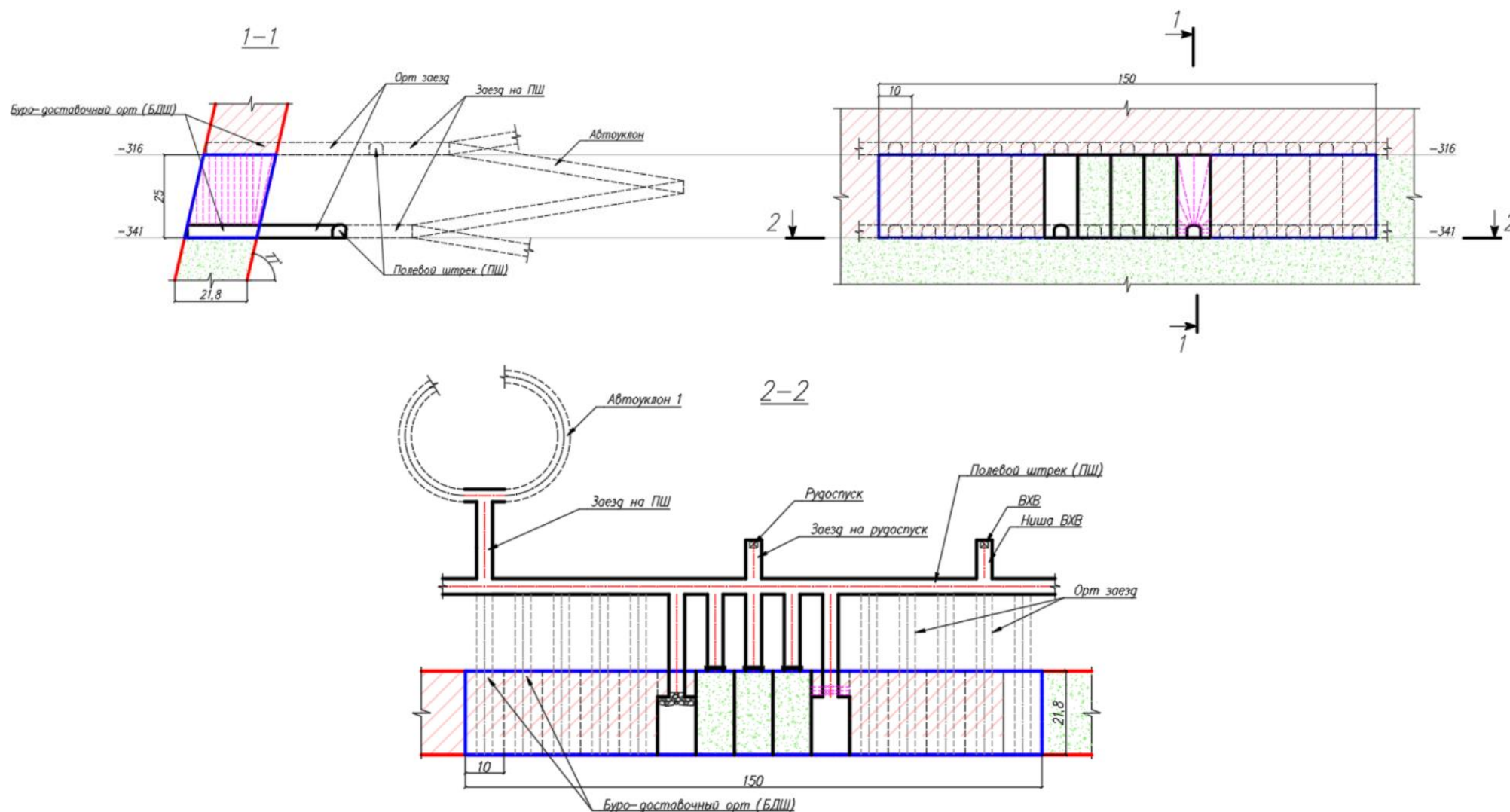


Рисунок 4.10 – Подэтажно-камерная система разработки (на примере рудного тела №2)

Таблица 4.29 – Объемы ПНР при подэтажно-камерной системе разработки по рудному телу №1

Тип выработок	Наименование выработки	Кол-во	Длина, м	Сечение, м ²	Объем, м ³	Общая длина, м	Общий объем, м ³
Подготовительные	Заезд на ПШ	1	20,00	14,40	288,00	20,00	288,00
	Полевой штрек (ПШ)	1	210,00	14,40	3024,00	210,00	3024,00
	Орт заезд	21	20,00	14,40	288,00	420,00	6048,00
	Ниша ВХВ	1	8,00	14,40	115,20	8,00	115,20
	ВХВ	1	25,00	4,00	100,00	25,00	100,00
	Рудоспуск	1	25,00	4,00	100,00	25,00	100,00
	Заезд на рудоспуск	1	8,00	14,40	115,20	8,00	115,20
Нарезные	Буро-доставочный орт (БДО)	21	37,80	14,40	544,32	793,80	11430,72
Итого		48	-	-	-	1254,00	21221,12

Таблица 4.30 – Объемы ПНР при подэтажно-камерной системе разработки по рудному телу №2

Тип выработок	Наименование выработки	Кол-во	Длина, м	Сечение, м ²	Объем, м ³	Общая длина, м	Общий объем, м ³
Подготовительные	Заезд на ПШ	1	20,00	14,40	288,00	20,00	288,00
	Полевой штрек (ПШ)	1	150,00	14,40	2160,00	150,00	2160,00
	Орт заезд	15	20,00	14,40	288,00	300,00	4320,00
	Ниша ВХВ	1	8,00	14,40	115,20	8,00	115,20
	ВХВ	1	25,00	4,00	100,00	25,00	100,00
	Рудоспуск	1	25,00	4,00	100,00	25,00	100,00
	Заезд на рудоспуск	1	8,00	14,40	115,20	8,00	115,20
Нарезные	Буро-доставочный орт (БДО)	15	21,80	14,40	313,92	327,00	4708,80
Итого		36	-	-	-	863,00	11907,20

Таблица 4.31 – Объемы ПНР при подэтажно-камерной системе разработки по рудному телу №3

Тип выработок	Наименование выработки	Кол-во	Длина, м	Сечение, м ²	Объем, м ³	Общая длина, м	Общий объем, м ³
Подготовительные	Заезд на ПШ	1	20,00	14,40	288,00	20,00	288,00
	Полевой штрек (ПШ)	1	150,00	14,40	2160,00	150,00	2160,00
	Орт заезд	15	20,00	14,40	288,00	300,00	4320,00
	Ниша ВХВ	1	8,00	14,40	115,20	8,00	115,20
	ВХВ	1	25,00	4,00	100,00	25,00	100,00
	Рудоспуск	1	25,00	4,00	100,00	25,00	100,00
	Заезд на рудоспуск	1	8,00	14,40	115,20	8,00	115,20
Нарезные	Буро-доставочный орт (БДО)	15	25,40	14,40	365,76	381,00	5486,40
Итого		48	-	-	-	917,00	12684,80

Таблица 4.32 – Удельные показатели ПНР подэтажно-камерной системы разработки по рудному телу №1

Наименование	Ед. изм.	Значение
Плотность руды	т/м ³	4,30
Объем эксплуатационного блока	тыс. м ³	198,45
Запасы в эксплуатационном блоке	тыс. т	853,34
Удельный объем ПНР	м ³ /1000 т	24,87
Удельный объем ГПР (порода)	м ³ /1000 т	11,47
Удельный объем НР (по руде)	м ³ /1000 т	13,40

Таблица 4.33 – Удельные показатели ПНР подэтажно-камерной системы разработки по рудному телу №2

Наименование	Ед. изм.	Значение
Плотность руды	т/м ³	4,30
Объем эксплуатационного блока	тыс. м ³	81,75
Запасы в эксплуатационном блоке	тыс. т	351,53
Удельный объем ПНР	м ³ /1000 т	33,87
Удельный объем ГПР (порода)	м ³ /1000 т	20,47
Удельный объем НР (по руде)	м ³ /1000 т	13,40

Таблица 4.34 – Удельные показатели ПНР подэтажно-камерной системы разработки по рудному телу телу №3

Наименование	Ед. изм.	Значение
Плотность руды	т/м ³	4,30
Объем эксплуатационного блока	тыс. м ³	95,25
Запасы в эксплуатационном блоке	тыс. т	409,58
Удельный объем ПНР	м ³ /1000 т	30,97
Удельный объем ГПР (порода)	м ³ /1000 т	17,57
Удельный объем НР (по руде)	м ³ /1000 т	13,40

При необходимости в обоих вариантах систем разработки, возможно бурение нисходящих взрывных скважин, с выработок верхнего подэтажа.

Для отработки блока проходится комплекс горных выработок (подготовительных и нарезных), обеспечивающий доступ к рудному телу, откатку горной массы, вентиляцию и обслуживание горных работ.

Подготовка блока заключается в проходке следующих выработок:

- заезд на полевой штрек;
- полевой штрек (ПШ);
- заезды на буро-доставочные штреки;
- ниша вентиляционно-ходового восстающего;
- вентиляционно-ходовой восстающий (ВХВ);
- рудоспуск;
- заезд на рудоспуск.

Нарезка блока осуществляется проходкой двух буро-доставочных штреков (БДШ), на двух подэтажах, пройденных по руде по простиранию рудного тела.

С транспортного съезда, пройденного на весь этаж, проходятся заезды на подэтажи, с которых в свою очередь проходятся полевые штреки. Назначение полевых штреков заключается в транспортировке материалов, перемещения техники к добычным участкам, вентиляции, перемещению рабочих по подэтажу. Полевые штреки проходятся вне зоны влияния добычных работ. С полевых штреков проходятся заезды в буро-доставочные штреки, с которых выполняется проходка непосредственно самих буро-доставочных штреков.

Руду отбивают скважинами по длине подэтажа (одновременно не более 2-3 рядов подряд) вертикальными или круто наклонными слоями. Первый слой отбивается на отрезную щель.

Массив разбуливается СБУ с вышележащего подэтажного штрека скважинами на всю высоту подэтажа и обрушается последовательно по длине штрека в отступающем порядке. Очередные скважины взрывают после выпуска руды от предыдущей отбойки.

Уборка взорванной руды производится погрузочно-доставочной машиной (ПДМ).

Руда из очистных камер транспортируется с помощью ПДМ до ближайшего рудоспуска.

После полной отработки одной камеры производится ее полная закладка твердеющей бетонной смесью.

Заряжание скважин на очистных работах производится гранулированным ВВ с применением смесительно-зарядных установок. Взрывание скважин производится с применением системы неэлектрического инициирования.

Проветривание при проходке выработок осуществляется с помощью вентиляторов местного проветривания по вентиляционным рукавам по нагнетательной схеме. Проветривание блока производится по открытому очистному пространству.

Схемы обустройства вееров скважин при нисходящем бурении представлены на рисунках 4.11, 4.12.

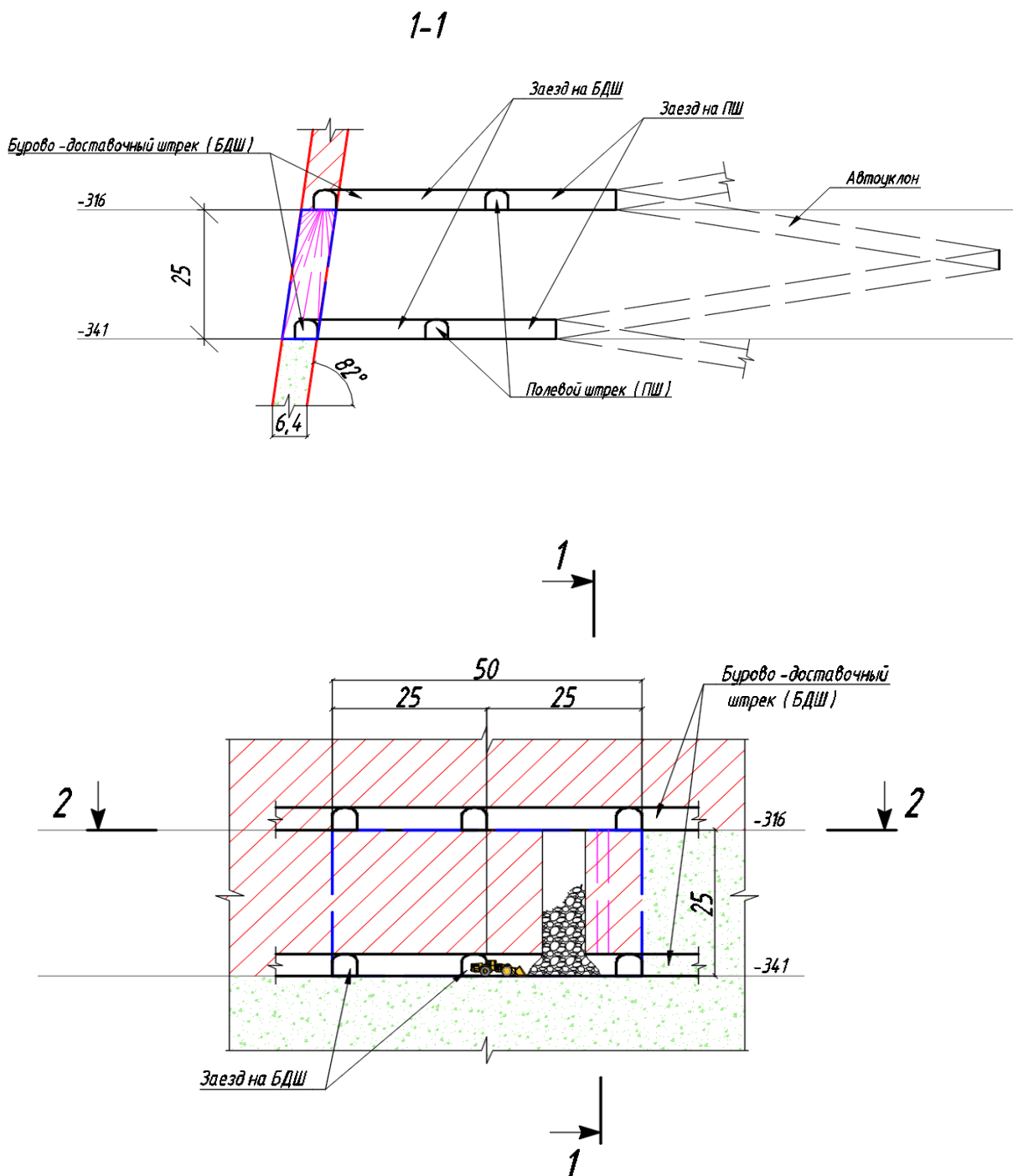


Рисунок 4.11 – Бурение нисходящих скважин при системе разработке из подэтажных штретков

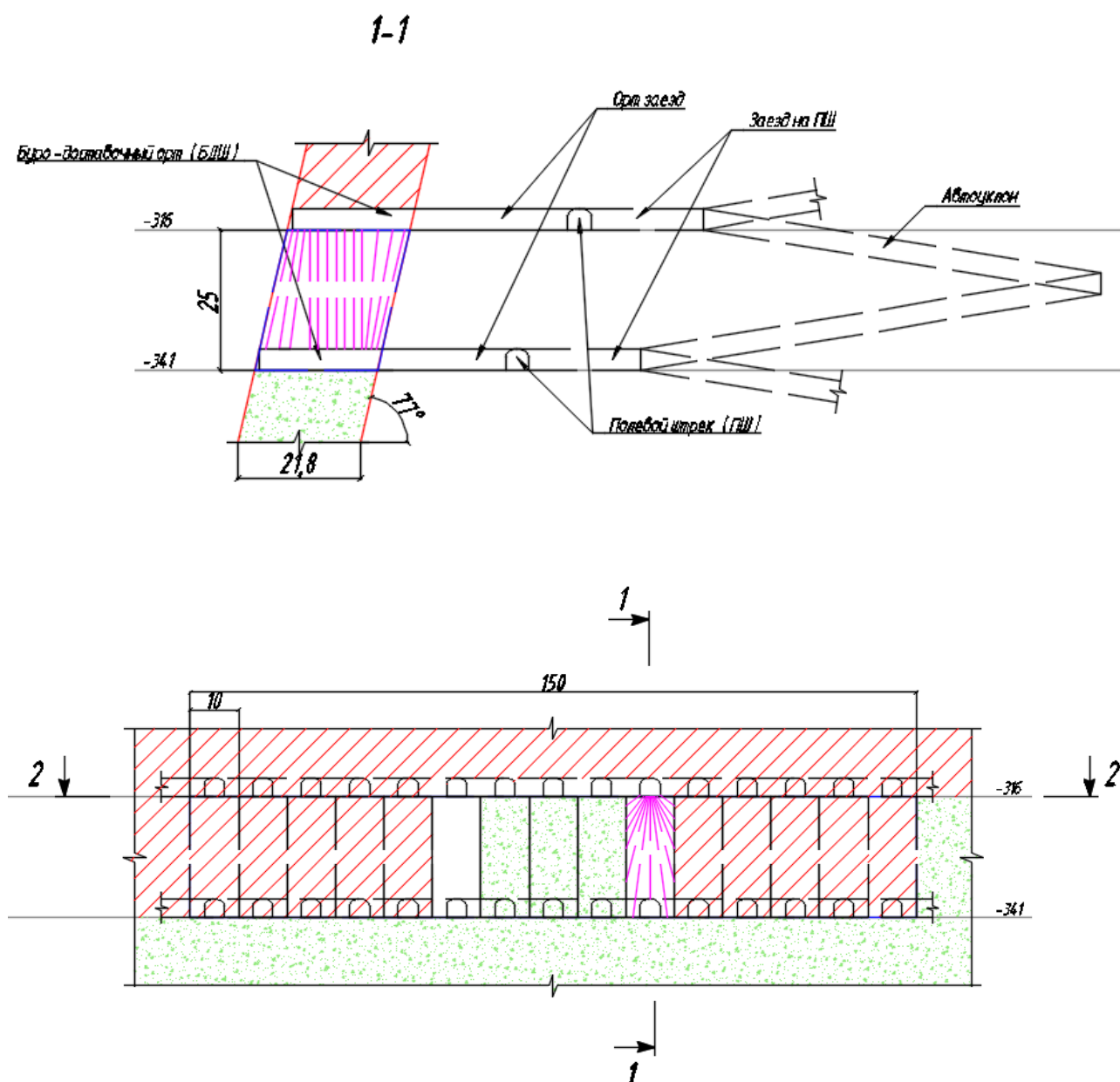


Рисунок 4.12 - Бурение нисходящих скважин при подэтажно-камерной системе разработки

4.11 Порядок отработки месторождения

Отработка месторождения «Лиманное» будет производиться двумя этапами. Начало добычи запланировано на максимально мощном и богатом участке, это позволит в короткие сроки осуществить выход на заявленную производительность, обеспечит высокую концентрацию горно-добычных работ.

По результатам районирования по мощности отработку запасов I ПК (-141/-341 м) необходимо вести с нижних горизонтов в восходящем порядке с самых мощных и наиболее богатых участков рудных тел №1 №2 с целью скорейшего выхода на принятую производственную мощность по добыче в 1,5 млн. т. в год. уже на четвертый год отработки.

Запасы II ПК обрабатываются в отм. от - 341 до - 550 м — это нижняя часть (может обрабатываться и восходящим и нисходящим порядком), и верхняя часть в отметках от отм. - 141 до горизонта + 59 отм. (+74) обрабатывается в восходящем порядке, при этом остаётся предохранительный целик 51 м, отработка которого должна вестись по отдельному проекту с учётом сложившихся горнотехнических условий после отработки основных запасов.

Месторождение обрабатывается системой разработки подэтажными штреками с закладкой отработанных камер при малой и средней мощности рудного тела и подэтажно камерной системой с закладкой выработонного пространства при средней и большой мощности.

Порядок отработки запасов в подэтаже может вестись как сплошным порядком, так и камерно целиковым. При этом при сплошном порядке отработка начинается с центральной части и движется расходящимися фронтами к флангам.

При камерно-целиковом порядке: при мощности рудного тела 10-20 м отработка может вестись через два целика (две камеры по 10 м пролетом), при мощности рудного тела более 20 м – через три целика (три камеры по 10 м пролетом). Вариант схемы отработки запасов при камерно-целиковом порядке отработки приведен в приложении Ж.

4.12 Мероприятия по разгрузке массива

4.12.1 Мероприятия по созданию защищённой зоны (бурение разгрузочных скважин при ведении добычных работ)

Защищенная зона – часть зоны разгрузки, в пределах которой напряжения меньше, чем в нетронутом массиве на критической глубине по условию удароопасности.

Для снижения горизонтальных тектонических напряжений при отработке запасов подэтажно-камерной системой разработки с закладкой в качестве одного из основных мероприятий запланировано применение разгрузочных щелей. Применение данного типа мероприятий по разгрузке выполняется в соответствии с [29]. Эффективность данных профилактических мер доказана большим накопленным опытом применения скважин для разгрузки участков массива горных пород и целиков на СУБРе.

Разгрузочная щель представляет собой веер или ряд скважин, плоскость которых располагается перпендикулярно направлению основных действующих напряжений.

Согласно [29], максимальная эффективность разгрузки достигается при расстоянии между скважинами в разгрузочной щели от 4-х до 2-х диаметров применяемых буровых коронок.

При разбурировании разгрузочного веера, расстояние между концами скважин не должно превышать значение $4d$. Учитывая большую сгущенность скважин в устье, веера допустимо разбуривать два сближенных веера, расположенных в параллельных плоскостях. Скважины в соседних веерах располагаются в шахматном порядке друг относительно друга, так, чтобы расстояние между концами скважин двух вееров в проекции составляло 0,5 метра.

Расстояние между концами скважин в каждом веере составляет порядка 1 метра (Рисунок 4.13).

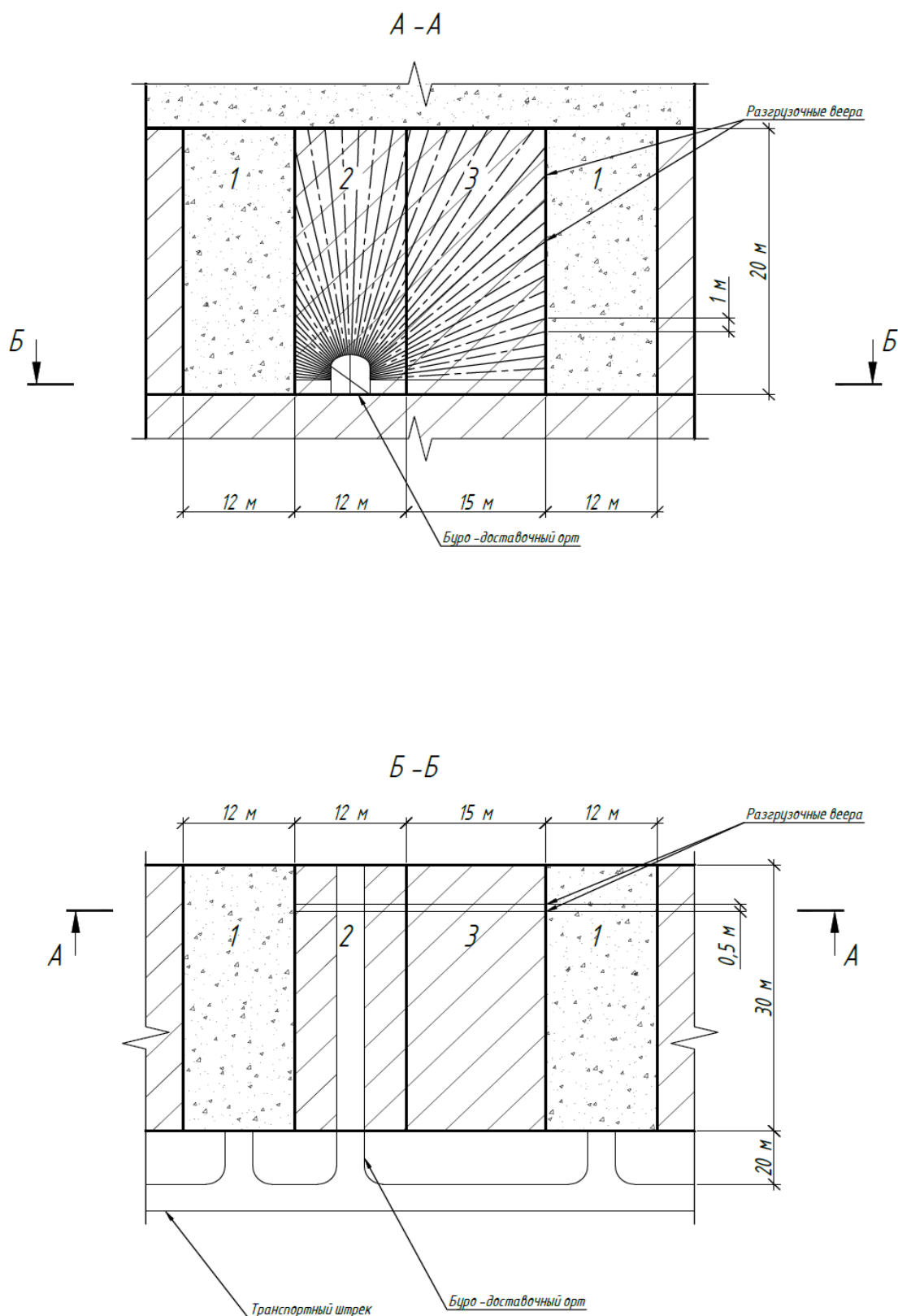


Рисунок 4.13 - Схема разбуривания разгрузочной щели в виде сближенных вееров для подэтажа 20-25 м.

Для разгрузки краевых частей рудного массива применяются разгрузочные щели, представленные веерами скважин, в которых производится камуфлетное взрывание. Веер скважин бурится из выработки параллельно висячему боку рудного тела. Расстояние между концами скважин составляет не более 2-х метров (Рисунок 4.14).

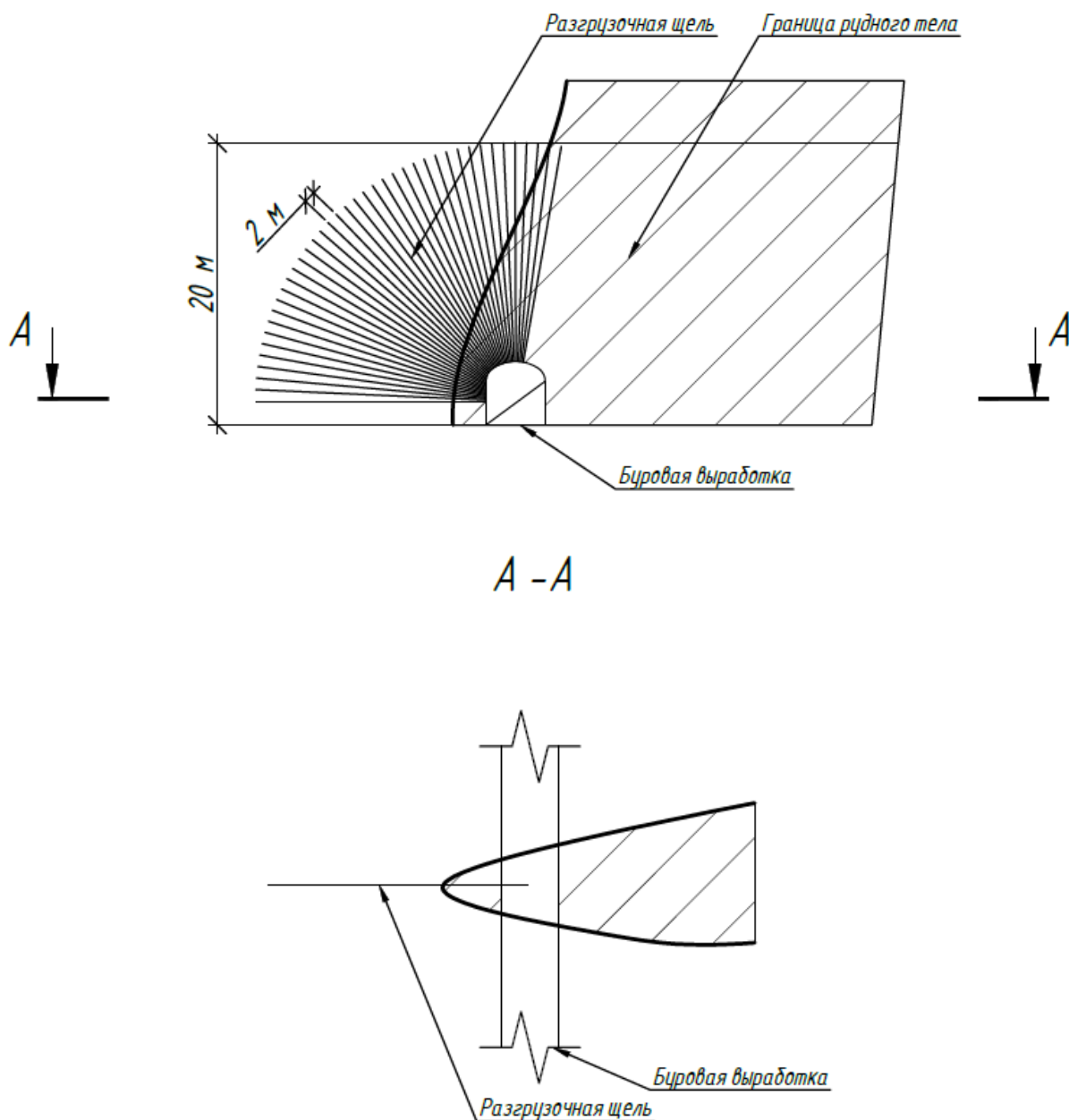


Рисунок 4.14 - Схема разгрузочного веера в краевой части

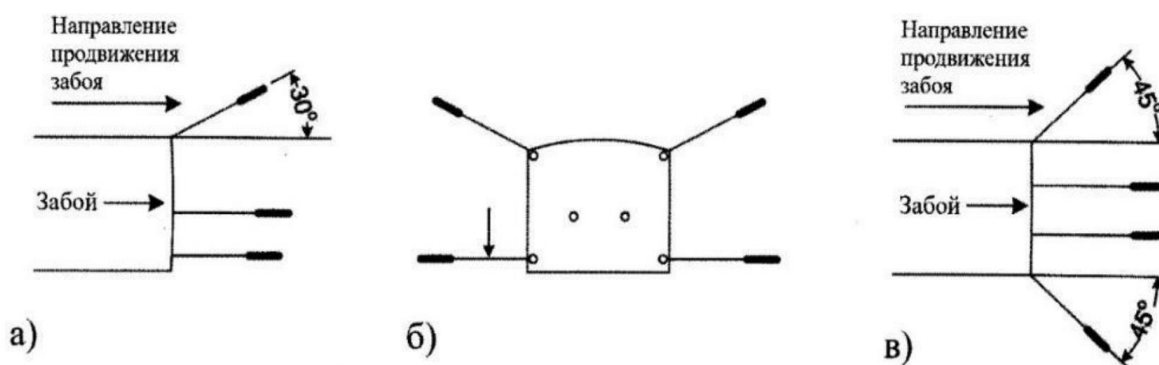
4.12.2 Мероприятия по созданию защитной зоны (разгрузка горных пород взрывным способом при ведении горнопроходческих работ)

Защитная зона – зона нарушенных или разгруженных горных пород вблизи контура выработки, препятствующая проявлению в ней горных ударов.

Сущность данного способа разгрузки состоит в разрушении массива горных пород путем наведения радиальной трещиноватости скважинными или шпуровыми зарядами. Интенсивная трещиноватость уменьшает способность массива горных пород накапливать запасы упругой энергии, спонтанное высвобождение которой может вызвать горный удар. Эффект взрывной разгрузки проявляется в снижении значений напряжений и модуля упругости. Эффективность камуфлетного взрывания как способа противоударной профилактики, определяется расположением камуфлетных шпуров/скважин, их ориентировкой относительно действующих напряжений, глубиной создаваемой зоны раздробленности пород и степенью раздробленности пород в ней. При применении взрывного метода требуются значительные объемы применения буровзрывных работ и существенные затраты времени на подготовительные работы.

Опережающее камуфлетное взрывание

Опережающее камуфлетное взрывание применяется при проходке выработок в удароопасных участках массива горных пород. Разгрузка приконтурной области осуществляется путем перемещения области высоких напряжений вглубь массива за счет образованной взрывом зоны дробления. Сетка шпуров для камуфлетного взрывания определяется в паспортах БВР и может представлять собой как расположение шпуров в один ряд для создания вертикальной или горизонтальной разгрузочной щели (в зависимости от направления максимальных напряжений), так и расположение камуфлетных шпуров по периметру забоя. Суть метода заключается в том, что совместно с отбойными и врубовыми шпурами бурятся опережающие шпуры, глубина которых обычно в 2 раза превышает зону трещиноватости. На рисунке 4.15 представлена схема расположения камуфлетных шпуров: 4 шпура бурятся по углам забоя с их углом наклона 45° по горизонтали и 30° по вертикали (для двух верхних шпуров), 2 шпура бурятся горизонтально посередине забоя. Внутри этих шпуров в районе забоя помещается небольшой заряд взрывчатого вещества, которого достаточно, чтобы развить зону трещинообразования для снижения напряжений в массиве. Перемещение высоких напряжений за зону трещинообразования исключает возможность образования удароопасных условий.



а) – вид сбоку; б) – вид в сторону забоя; в) – вид сверху

Рисунок 4.15 – Схема расположения камуфлетных шпуров

4.13 Потери и разубоживание

4.13.1 Общие положения

Система разработки месторождения – порядок и технология выемки (добычи, извлечения) полезного ископаемого определённой совокупностью конструктивных элементов выемочного участка.

Разубоживающие породы (В) – добытые совместно с полезными ископаемыми пустые породы и некондиционные полезные ископаемые, не включённые в контуры подсчёта запасов. Определяется количественно в весовых или объёмных единицах. Разработка месторождений твердых полезных ископаемых – комплекс взаимосвязанных процессов горного производства по извлечению полезных ископаемых из недр. Подразумевает технологические процессы добычи ПИ.

Проектные потери (П) – к проектным потерям следует относить общекарьерные потери, в охранных и барьерных целиках различного назначения, извлечение которых не предусмотрено проектом (как не подлежащих отработке и безвозвратно теряемых), а также нормируемые виды эксплуатационных потерь.

Выемочная единица (ВЕ) – участок месторождения полезного ископаемого с относительно однородными горно-геологическими условиями, отработка которого осуществляется одной системой разработки и технологической схемой выемки, в пределах которого с достаточной достоверностью подсчитаны балансовые запасы полезного ископаемого и возможен первичный учёт полноты извлечения из недр полезного ископаемого: на подземных горных работах – камера, блок, этаж (подэтаж).

Элементарная выемочная единица (ЭВЕ) – наименьший в структуре запасов объём, для отработки которого осуществляется законченный цикл горных работ, характеризующийся суммарной продолжительностью всех последовательно выполняемых технологических процессов с учетом пауз между ними.

Эксплуатационные запасы руды (ЭЗ) – балансовые запасы с учетом эксплуатационных потерь и разубоживания.

$$\text{ЭЗ} = \text{БЗ} - \text{П} + \text{В}$$

Товарная продукция горнодобывающего предприятия (ТР) – добытая рудная масса с подземного рудника. Уравнение баланса рудной массы (товарной руды).

$$\text{ТР} = \text{БЗ} (1 - \text{П}) / (1 - \text{В})$$

Основными показателями, характеризующими полноту и качество извлечения полезного ископаемого из недр, являются величины потерь и разубоживания руды, а также зависящие от них коэффициенты извлечения и изменения качества.

Потери при добыче полезного ископаемого подразделяются на два класса:

- общерудничные потери.
- эксплуатационные потери.

К общерудничным потерям относятся запасы в предохранительных и барьерных целиках различного назначения, в целиках на границе шахтных полей и около крупных тектонических нарушений, капитальных горных выработок, под зданиями, техническими и хозяйственными сооружениями, водоемами, водоносными горизонтами, коммуникациями, заповедными зонами, а также в целиках под другими объектами, подлежащими охране согласно действующим Правилам и техническим проектам разработки отдельных месторождений. Общешахтные потери не нормируются и переводятся в фактические потери в том отчетном периоде, в котором закрываются подходы к ним.

Эксплуатационные потери при добыче по физическому состоянию теряемого полезного ископаемого и стадии технологического процесса добычи, на которой потери возникли, делятся на две группы:

Группа 1. Эксплуатационные потери полезного ископаемого в массиве:

- в целиках внутри выемочного участка;
- на контактах с вмещающими породами (в висячем и лежащих боках залежи), из-за неполноты отбойки полезного ископаемого;
- в местах выклинивания и на флангах залежи;
- в подработанных, разрушенных горным давлением или оползнями участках залежи;
- в целиках пожарных, затопленных, заваленных участков;
- в целиках у геологических нарушений.

Группа 2. Эксплуатационные потери отбитой руды:

- в результате оставления полезного ископаемого в выработанном пространстве на поверхности лежащего бока залежи;
- потери в подготовительных и очистных забоях при совместной выемке и смешиванию с вынутыми породами;
- потери из-за проникновения рудной мелочи в закладку.

Контакт руды и пород – поверхность, отделяющая кондиционную руду от пустых пород или некондиционных руд.

Приконтактная зона руды (пород) – часть руды (пород) у контакта, которая при отработке по принятой технологической схеме может вовлекаться во вскрышу (добычу).

Показателями, характеризующими использование балансовых запасов, являются величина потерь и разубоживания полезного ископаемого при добыче, коэффициент извлечения полезного ископаемого из недр, коэффициент изменения качества руды.

Определение количества потерь и разубоживания руды должно производиться по отдельным их видам (в соответствии с классификацией) по возможности прямыми методами. В этом случае норматив потерь (П) и разубоживания (В) определяются по формулам:

$$П = \frac{П}{Б} * 100\%$$

$$В = \frac{В}{Д} * 100\%$$

где, п – количество потерянных балансовых запасов, тыс.т;

Б – погашенные балансовые запасы, тыс.т;

В – количество разубоживающих пустых пород или некондиционной руды, тыс.т;

Д – количество добытой рудной массы, тыс.т.

В случаях, когда по условиям технологии ведения горных работ невозможно применение прямых методов, могут быть использованы косвенные методы, основанные на решении уравнений баланса руды и металла при добыче:

$$Д = Б - П + В$$

$$Д \cdot a = Б \cdot C - П \cdot C_{П} + В \cdot C_{Р}$$

где, а – среднее содержание полезного компонента в добытой рудной массе, %;

С – среднее содержание полезного компонента в погашенных балансовых запасах, %;

С_П – среднее содержание полезного компонента в потерянных балансовых запасах, %;

С_Р – среднее содержание полезного компонента в засоряющих пустых породах, %.

Коэффициенты извлечения из недр К_и и изменения качества К_к определяются по формулам:

$$К_{и} = \frac{Д \cdot a}{Б \cdot C} * 100\%$$

$$К_{к} = \frac{a}{C} * 100\%$$

С целью контроля правильности добычи и управления, следует вести учет добычи полезного ископаемого и фактически допущенных потерь по отдельным выемочным единицам (ВЕ), что является основным условием достоверного определения показателей извлечения.

На основе анализа условий залегания рудного тела Лиманного месторождения в пределах рассматриваемых отметок приняты система разработки подэтажными штреками и подэтажно-камерная система.

В связи с этим, в качестве выемочной единицы в настоящем проекте принят подэтаж.

В соответствии с п. 1.3.9. Инструкции [30] расчет нормативов потерь и разубоживания, связанных с отработкой приконтурных участков залежей и с выпуском руды

рекомендуется производить с использованием коэффициента μ_s , характеризующего оптимальное соотношение между (элементарными) линейными объемами потерь и разубоживания руды на границе оконтуривания рудных залежей и при определении предела выпуска руды из выемочных единиц.

$$\mu_s = \frac{C_{\text{тов}} \cdot \gamma_{\text{п}}}{(\Pi_{\text{п}} \cdot I_{\text{с}} - C_{\text{тов}}) \cdot \gamma_{\text{р}}}$$

где $C_{\text{тов}}$ – затраты на добычу, транспортировку и переработку, руб./т; $\Pi_{\text{тов}}$ – ценность 1 т товарной руды, руб./т; $I_{\text{с}}$ – сквозной коэффициент извлечения полезного компонента при переработке; $\gamma_{\text{п}}$ – плотность пород в массиве, т/м³; $\gamma_{\text{р}}$ – плотность руды в массиве, т/м³.

Исходные данные:

- $C_{\text{тов}} = 29610$ тенге/т;
- $\Pi_{\text{тов}} = 55410$ тенге/т;
- $I_{\text{с}}$ – принят равный 1, так как продаем руду, не перерабатываем;
- $\gamma_{\text{п}} = 2,77$ т/м³;
- $\gamma_{\text{р}} = 4,3$ т/м³.

$$\mu_s = \frac{29610 \cdot 2,77}{(55410 \cdot 1 - 29610) \cdot 4,3} = 0,74$$

4.13.2 Методика расчета потерь и разубоживания

Последовательность расчета, следующая:

- определение возможных вариантов расположения блоков относительно закладочного массива/руды/породы» для каждой рассматриваемой системы разработки;
- определение видов и мест образования эксплуатационных потерь для каждой рассматриваемой системы разработки;
- определение видов и мест образования разубоживания для каждой рассматриваемой системы разработки;
- выполнение расчетов эксплуатационных потерь в массиве и в отбитом виде;
- выполнение расчетов разубоживания.

4.13.3 Потери по геологическому контакту на лежащем и висячем боку камеры

Промежуточным показателем, определяющим взаимосвязь основных технико-экономических и горно-геологических параметров, влияющих на уровни потерь и разубоживания руды, является показатель соотношения потерь и разубоживания руды на оптимальном контуре отработки μ_s . В данном случае $\mu_s = 0,74$.

При значении $0,2 < \mu_s < 1$ контур отработки относительно контакта рудного тела следует смещать в сторону пород на величину Δt , определяемую по формуле

$$\Delta t = \frac{t}{2} \cdot \cos\left(\frac{\pi \cdot \mu_s}{1 + \mu_s}\right), \text{ м}$$

Потери и разубоживание при известных значениях t и Δt определяются по формулам

$$П_{л.б./в.б} = \left(\frac{t}{m \cdot \pi} \cdot \sin \frac{\pi \cdot \mu_s}{1 + \mu_s} - \frac{2 \cdot \Delta t \cdot \mu_s}{m \cdot (1 + \mu_s)} \right) \cdot 100, \%$$

$$В_{л.б./в.б} = П_{л.б./в.б} + \frac{n \cdot \Delta t}{m} \cdot 100, \%$$

Сложность контакта рудного тела принято характеризовать шириной так называемой «зоны контактной неопределенности», которая принимается равной погрешности оконтуривания рудной залежи.

Согласно [8] наиболее встречающееся значение зоны контактной неопределенности $t = 1 - 2$ м.

Схема к обоснованию данного вида потерь представлена на рисунке 4.16.

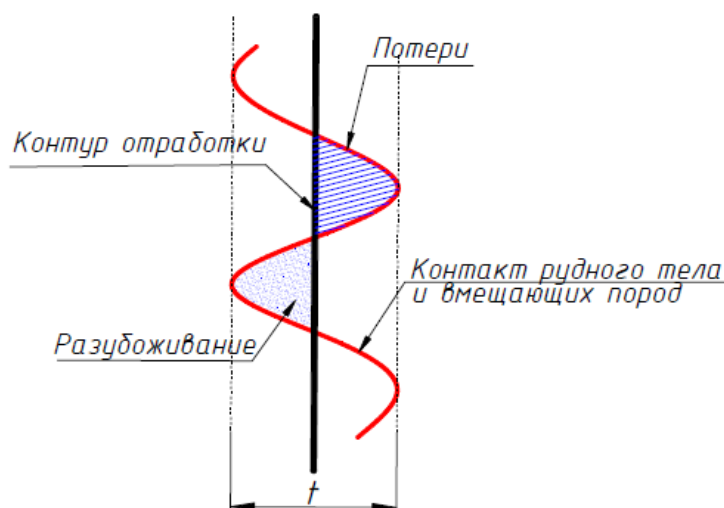


Рисунок 4.16 – Потери и разубоживание руды из-за сложности контакта рудного тела

4.13.4 Потери по геологическому контакту на торце камеры

Потери по геологическому контакту на торце камеры определяются по формуле:

$$П_{г.к.} = \frac{\mu_s \cdot t}{2 \cdot (1 + \mu_s)} \cdot S_{т.кам} \cdot \gamma_p$$

где $S_{т.кам}$ – площадь торца камеры на контакте с породой, м².

4.13.5 Потери отбитой руды на почве камеры по площади и в плинтусах

Нормативная величина потерь руды в отбитом виде на почве камеры по площади и в плинтусах по геологическому контакту $П_{п.п.}$ определяется зависимостью

$$П_{п.п.} = \frac{b_k \cdot h_{ор} \cdot L_{кам} \cdot \gamma_p}{K_p \cdot (1 + \rho_0)}, \text{ т}$$

где b_k – ширина камеры, м; $L_{кам}$ – длина геологического контакта по почве камеры, м; K_p – коэффициент разрыхления отбитой руды; ρ_0 – коэффициент разубоживания руды в

отбитом виде в камере; γ_p – объемная плотность руды, т/м³; h_{op} – высота слоя отбитой руды на почве камеры, м.

$$h_{op} = 0,026 \cdot L_{ПДМ} - 0,0032$$

где $L_{ПДМ}$ – ширина ковша ПДМ, занятого на погрузке, доставке и зачистке отбитой руды в камере, м.

4.13.6 Потери отбитой руды в торце камеры по контакту с бетоном

Нормативные величины потерь руды в отбитом виде на поверхности бетонного торца Пб.т. смежных камер определяются по формуле

$$П_{б.т.} = (0,008 \cdot H_T - 0,017) \cdot b_{б.т.} \cdot \gamma_p, \text{ т}$$

где H_T – высота торца, м; $b_{б.т.}$ – ширина торца камеры на контакте с бетоном, м; γ_p – объемная плотность богатой руды, т/м³.

4.13.7 Разубоживание пустой породой по геологическому контакту на торце камеры

Разубоживание пустой породой по геологическому контакту на торце камеры определяется по формуле:

$$\text{Вт. к.} = \frac{t}{2 \cdot (1 + \mu_s^2)} \cdot S_T^{\text{кам}} \cdot \gamma_p$$

4.13.8 Разубоживание закладочным материалом (бетоном) на торце камеры

Нормативная величина разубоживания бетоном на торце камеры (Вб.т.) определяется зависимостью

$$В_{б.т.} = \frac{H_T^2 \cdot \gamma_6 \cdot b_{б.т.}}{4,21 + 0,9 \cdot H_T}, \text{ т}$$

где H_T – высота торца, м; $b_{б.т.}$ – ширина торца камеры на контакте с бетоном, м; γ_6 – объемная плотность бетона, т/м³.

4.13.9 Система разработки подэтажными штреками (ПиР)

4.13.9.1 Определение мест образования потерь и разубоживания

Возможные варианты расположения блоков относительно закладочного массива/породы/руды при сплошном порядке отработки запасов представлены в таблице 4.35.

Анализируя варианты расположения блоков сделан вывод о том, что для расчета потерь и разубоживания для рудного тела №2 по всему блоку необходимо рассчитать потери и разубоживания для следующих вариантов расположения камер:

1. руда – камера – бетон;
2. порода – камера – бетон;

3. руда – камера – руда.

Для рудного тела № 1 и 3 возможен вариант расположения блока по схеме, когда блок расположен на фланге (т.е. 1 камера – руда-бетон; 2 камера – порода-бетон).

Расчет потерь и разубоживания на весь блок выполняется исходя из места расположения его на подэтаже (фланг, центр) и от количества в нем камер с разным сочетанием контактов с рудой/породой/закладкой.

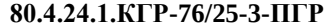


Таблица 4.35 - Возможные варианты расположения блоков относительно закладочного массива/породы/руды при СПЭШ

2025

4.13.9.2 Вариант расположения камеры между рудным и закладочным массивами

На рисунке 4.17 изображена схема образования мест потерь и разубоживания для варианта расположения камеры между рудным и закладочным массивом.

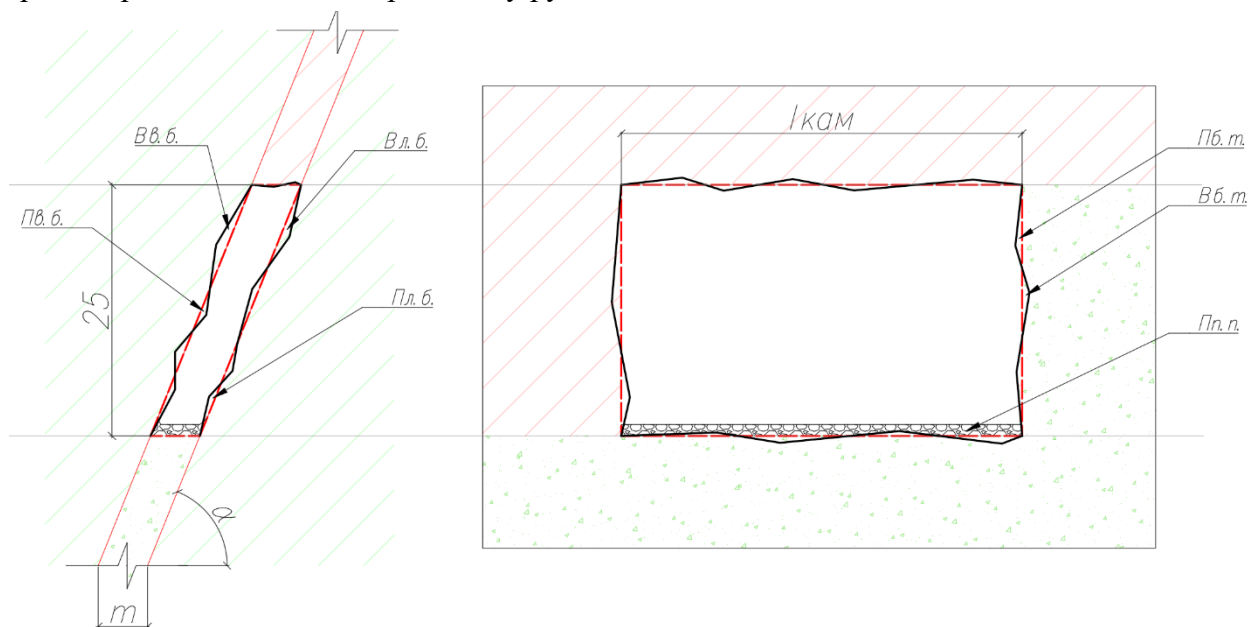


Рисунок 4.17 – Схема образования мест потерь и разубоживания для камеры между породными и закладочными массивами

Классификации нормируемых эксплуатационных потерь и разубоживания руды приведены в таблицах 4.36 - 4.37.

Таблица 4.36 – Классификация эксплуатационных потерь руды при СПЭШ

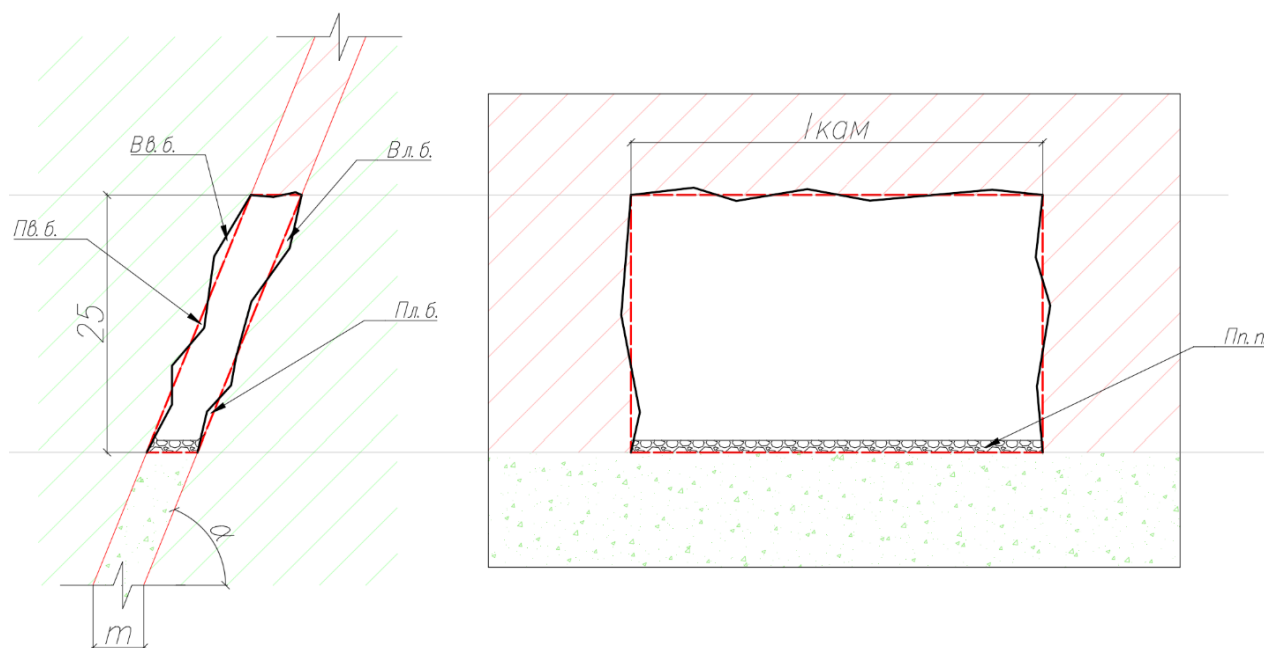
Наименование	Условное обозначение	Причины и условия образования потерь руды
Потери в массиве		
На лежащем боку камеры по геологическому контакту	Пл.б.	Оставление руды по геологическому контакту
На висячем боку камеры по геологическому контакту	Пв.б.	
На торце камеры по геологическому контакту	Пт.к.	
Потери руды в отбитом виде		
На почве камеры по площади и в плинтусах	Пп.п.	Оставление отбитой руды на почве камеры вследствие неполноты зачистки, обусловленной возможностями технологического оборудования, занятого на доставке и зачистке отбитой руды
На поверхности бетонного торца	Пб.т.	Оставление отбитой руды на неровностях торцов камер при отработке

Таблица 4.37 – Классификация эксплуатационного разубоживания руды при СПЭШ

Наименование	Условное обозначение	Причины и условия образования разубоживания руды
Разубоживание руды породой		
На лежащем боку камеры по геологическому контакту	Вл.б.	Прихват породы с лежачего и висячего породных боков, торца камеры
На висячем боку камеры по геологическому контакту	Вв.б.	
На торце камеры по геологическому контакту	Вт.к.	
Разубоживание закладочным материалом (бетоном)		
С торца камеры	Вб.т.	Прихват бетона при подработке торца смежной заложеной камеры, обусловленный воздействием БВР при отбойке руды

4.13.9.3 Вариант расположения камеры в рудном массиве

На рисунке 4.18 изображена схема образования мест потерь и разубоживания для варианта расположения камеры в рудном массиве.


Рисунок 4.18 – Схема образования мест потерь и разубоживания для камеры в рудном массиве

Классификации нормируемых эксплуатационных потерь и разубоживания руды приведены в таблицах 4.38 - 4.39.

Таблица 4.38 – Классификация эксплуатационных потерь руды при СПЭШ

Наименование	Условное обозначение	Причины и условия образования потерь руды
Потери в массиве		
На лежащем боку камеры по геологическому контакту	Пл.б.	Оставление руды по геологическому контакту
На висячем боку камеры по геологическому контакту	Пв.б.	
Потери руды в отбитом виде		
На почве камеры по площади и в плинтусах	Пн.п.	Оставление отбитой руды на почве камеры вследствие неполноты зачистки, обусловленной возможностями технологического оборудования, занятого на доставке и зачистке отбитой руды

Таблица 4.39 – Классификация эксплуатационного разубоживания руды при СПЭШ

Наименование	Условное обозначение	Причины и условия образования разубоживания руды
Разубоживание руды породой		
На лежащем боку камеры по геологическому контакту	<i>Вл.б.</i>	Прихват породы с лежачего и висячего породных боков камеры
На висячем боку камеры по геологическому контакту	<i>Вв.б.</i>	

4.13.10 Подэтажно-камерная система разработки (ПиР)

4.13.10.1 Определение мест образования потерь и разубоживания

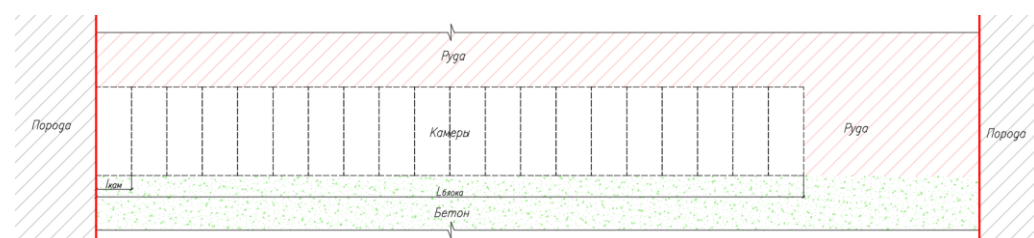
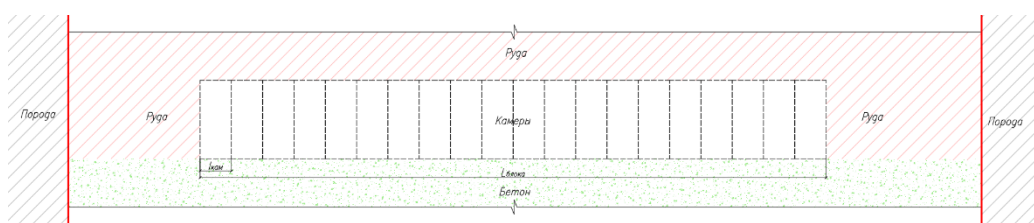
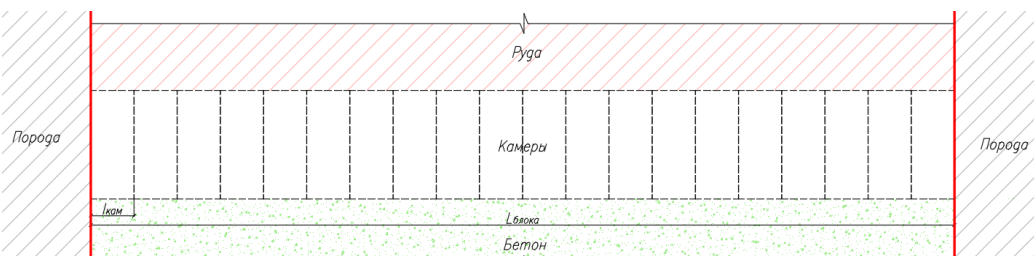
Возможные варианты расположения блоков относительно закладочного массива/породы/руды при сплошном порядке отработки запасов представлены в таблице 4.40.

Анализируя варианты расположения блоков сделан вывод о том, что для расчета потерь и разубоживания для рудного тела №1 и №2 по всему блоку необходимо рассчитать потери и разубоживания для следующих вариантов расположения камер:

1. руда – камера – бетон;
2. порода – камера – бетон;
3. руда – камера – руда.

Расчет потерь и разубоживания на весь блок выполняется исходя из места расположения его на подэтаже (фланг, центр) и от количества в нем камер с разным сочетанием контактов с рудой/породой/закладкой.

Таблица 4.40 – Возможные варианты расположения блоков относительно закладочного массива/породы/руды при ПКСП

Расположение блока	Схема	Контакт торцов камер
Блок расположен на фланге подэтажа		1 камера – руда-руда; 1 крайняя камера – порода-бетон; остальные камеры – руда-бетон
Блок в центральной части подэтажа		1 камера – руда-руда; остальные камеры – руда-бетон
Блок с торцов контактирует с пустой породой		1 камера – руда-руда; 2 крайних камеры – порода-бетон; остальные камеры – руда-бетон

4.13.10.2 Вариант расположения камеры между рудным и закладочным массивами

Классификации нормируемых эксплуатационных потерь и разубоживания руды приведены в таблицах 4.41, 4.42.

Таблица 4.41 – Классификация эксплуатационных потерь руды при ПКСР

Наименование	Условное обозначение	Причины и условия образования потерь руды
Потери в массиве		
На лежащем боку камеры по геологическому контакту	Пл.б.	Оставление руды по геологическому контакту
На висячем боку камеры по геологическому контакту	Пв.б.	
Потери руды в отбитом виде		
На почве камеры по площади и в плинтусах	Пп.п.	Оставление отбитой руды на почве камеры вследствие неполноты зачистки, обусловленной возможностями технологического оборудования, занятого на доставке и зачистке отбитой руды
На поверхности бетонного торца	Пб.т.	Оставление отбитой руды на неровностях торцов камер при отработке

Таблица 4.42 – Классификация эксплуатационного разубоживания руды при ПКСР

Наименование	Условное обозначение	Причины и условия образования разубоживания руды
Разубоживание руды породой		
На лежащем боку камеры по геологическому контакту	Вл.б.	Прихват породы с лежачего и висячего породных боков камеры
На висячем боку камеры по геологическому контакту	Вв.б.	
Разубоживание закладочным материалом (бетоном)		
С торца камеры	Вб.т.	Прихват бетона при подработке торца смежной заложной камеры, обусловленный воздействием БВР при отбойке руды

4.13.10.3 Вариант расположения камеры между породным и закладочным массивами

Классификации нормируемых эксплуатационных потерь и разубоживания руды приведены в таблицах 4.43, 4.44.

Таблица 4.43 – Классификация эксплуатационных потерь руды при ПКСР

Наименование	Условное обозначение	Причины и условия образования потерь руды
Потери в массиве		
На лежащем боку камеры по геологическому контакту	<i>Пл.б.</i>	Оставление руды по геологическому контакту

Наименование	Условное обозначение	Причины и условия образования потерь руды
На висячем боку камеры по геологическому контакту	<i>Пв.б.</i>	
На торце камеры по геологическому контакту	<i>Пт.к.</i>	
Потери руды в отбитом виде		
На почве камеры по площади и в плинтусах	<i>Пп.п.</i>	Оставление отбитой руды на почве камеры вследствие неполноты зачистки, обусловленной возможностями технологического оборудования, занятого на доставке и зачистке отбитой руды
На поверхности бетонного торца	<i>Пб.т.</i>	Оставление отбитой руды на неровностях торцов камер при отработке

Таблица 4.44 – Классификация эксплуатационного разубоживания руды при ПКСР

Наименование	Условное обозначение	Причины и условия образования разубоживания руды
Разубоживание руды породой		
На лежащем боку камеры по геологическому контакту	<i>Вл.б.</i>	Прихват породы с лежачего и висячего породных боков, торца камеры
На висячем боку камеры по геологическому контакту	<i>Вв.б.</i>	
На торце камеры по геологическому контакту	<i>Вт.к.</i>	
Разубоживание закладочным материалом (бетоном)		
С торца камеры	<i>Вб.т.</i>	Прихват бетона при подработке торца смежной заложеной камеры, обусловленный воздействием БВР при отбойке руды

4.13.10.4 Вариант расположения камеры в рудном массиве

Классификации нормируемых эксплуатационных потерь и разубоживания руды приведены в таблицах 4.45, 4.46.

Таблица 4.45 – Классификация эксплуатационных потерь руды при ПКСР

Наименование	Условное обозначение	Причины и условия образования потерь руды
Потери в массиве		
На лежащем боку камеры по геологическому контакту	Пл.б.	Оставление руды по геологическому контакту
На висячем боку камеры по геологическому контакту	Пв.б.	
Потери руды в отбитом виде		
На почве камеры по площади и в плинтусах	Пп.п.	Оставление отбитой руды на почве камеры вследствие неполноты зачистки, обусловленной возможностями технологического оборудования, занятого на доставке и зачистке отбитой руды

Таблица 4.46 – Классификация эксплуатационного разубоживания руды при ПКСП

Наименование	Условное обозначение	Причины и условия образования разубоживания руды
Разубоживание руды породой		
На лежащем боку камеры по геологическому контакту	<i>Вл.б.</i>	Прихват породы с лежащего и висячего породных боков камеры
На висячем боку камеры по геологическому контакту	<i>Вв.б.</i>	

4.13.11 Расчет показателей потерь и разубоживания

Эксплуатационные запасы

Сводные показатели потерь и разубоживания для рудного тела № 1, № 2 и №3 приведены в таблице 4.47.

Таблица 4.47 – Сводная показатели потерь и разубоживания

Рудное тело	Балансовые запасы	Потери		Разубоживание		Эксплуатационные запасы
	т	%	т	%	т	т
Рудное тело №1	7 465 721,88	4,00	298 631,22	12,38	1 012 614,51	8 179 705,17
Рудное тело №2	16 200 532,14	6,59	1 068 053,37	14,28	2 521 260,05	17 653 738,81
Рудное тело №3	1 551 821,77	5,66	87 778,40	13,09	220 556,48	1 684 599,85
ВСЕГО	25 218 075,78	5,77	1 454 462,99	13,64	3 754 431,04	27 518 043,83

Средние значения потерь и разубоживания для систем разработок представлены в таблице 4.48.

Таблица 4.48 – Средние значения потерь и разубоживания для систем разработок

Рудное тело	Подэтажные штреки		Подэтажно-камерная	
	Потери, %	Разубоживание, %	Потери, %	Разубоживание, %
Рудное тело №1	11,38	15,27	3,60	12,23
Рудное тело №2	10,67	14,75	5,72	14,19
Рудное тело №3	8,36	11,56	5,15	13,37

Согласно результатам проведенного расчета, параметры потерь и разубоживания аналогичны параметрам, приведённым в ТЭО – П: 5,77 %; Р: 13,64 % и П: 5,8 %; Р: 13,6 % соответственно.

Расчет потерь и разубоживание по ВЕ (подэтажам) представлен в таблицах 4.49 - 4.51.

Таким образом, общие потери по месторождению Лиманное составят - 5,77 %, разубоживание – 13,64 %. Запасы товарной руды 27 518 тыс. т.



Таблица 4.49 – Расчет потерь и разубоживания по ВЕ для рудного тела № 1

Наименование ВЕ		Балансовые запасы	Эксплуатационные потери		Разубоживание		Эксплуатационные запасы												
							Запасы	Содержания						Металл					
		Запасы						Cu	Zn	Au	Ag	S	Co	Cu	Zn	Au	Ag	S	Co
Отм. подэтажа	СР	т	%	т	%	т	т	%	%	г/т	г/т	%	%	т	т	кг	кг	т	т
-141	ПШ	18 123.99	11.38	2 062.10	15.27	2 894.79	18 956.67	0.21	0.15	0.05	1.41	5.55	0.0034	40.25	27.72	0.88	26.73	1 051.96	0.65
ИТОГО -141		18 123.99	11.38	2 062.10	15.27	2 894.79	18 956.67	0.21	0.15	0.05	1.41	5.55	0.0034	40.25	27.72	0.88	26.73	1 051.96	0.65
-166	ПШ	39 970.87	11.38	4 547.79	15.27	6 384.20	41 807.28	0.71	0.25	0.14	4.86	16.24	0.0087	296.56	104.19	5.67	203.14	6 790.38	3.63
-166	ПО	404 896.00	3.60	14 588.71	12.23	54 393.42	444 700.71	1.43	1.20	0.33	10.68	37.24	0.0207	6 356.43	5 325.86	148.77	4 747.33	165 604.27	91.89
ИТОГО -166		444 866.87	4.30	19 136.50	12.49	60 777.62	486 507.99	1.37	1.12	0.32	10.18	35.44	0.0196	6 652.99	5 430.05	154.44	4 950.47	172 394.65	95.51
-191	ПШ	44 260.57	11.38	5 035.86	15.27	7 069.36	46 294.06	1.33	1.58	0.39	12.88	32.72	0.0163	614.04	732.46	17.90	596.42	15 147.09	7.53
-191	ПО	982 343.33	3.60	35 394.58	12.23	131 967.25	1 078 916.00	1.83	1.84	0.47	14.16	46.29	0.0276	19 764.74	19 798.18	501.88	15 277.26	499 437.01	298.17
ИТОГО -191		1 026 603.90	3.94	40 430.44	12.36	139 036.61	1 125 210.06	1.81	1.82	0.46	14.11	45.73	0.0272	20 378.78	20 530.65	519.78	15 873.68	514 584.10	305.70
-216	ПШ	15 648.14	11.38	1 780.41	15.27	2 499.34	16 367.07	1.07	1.26	0.24	9.66	27.56	0.0145	175.86	205.86	3.99	158.06	4 511.29	2.38
-216	ПО	1 375 604.98	3.60	49 564.10	12.23	184 797.72	1 510 838.60	2.02	2.14	0.50	14.67	46.82	0.0321	30 563.47	32 350.08	759.08	22 162.59	707 427.74	484.40
ИТОГО -216		1 391 253.12	3.69	51 344.50	12.26	187 297.06	1 527 205.68	2.01	2.13	0.50	14.62	46.62	0.0319	30 739.34	32 555.94	763.06	22 320.65	711 939.03	486.77
-241	ПШ	29 720.94	11.38	3 381.58	15.27	4 747.07	31 086.43	0.50	0.78	0.17	4.14	14.21	0.0069	156.10	243.64	5.20	128.69	4 418.03	2.15
-241	ПО	1 478 381.48	3.60	53 267.21	12.23	198 604.63	1 623 718.90	2.17	1.87	0.46	12.43	43.73	0.0374	35 282.48	30 399.72	752.58	20 180.06	710 068.80	607.10
ИТОГО -241		1 508 102.42	3.76	56 648.79	12.29	203 351.70	1 654 805.33	2.14	1.85	0.46	12.27	43.18	0.0368	35 438.59	30 643.36	757.78	20 308.75	714 486.84	609.24
-266	ПШ	51 698.95	11.38	5 882.18	15.27	8 257.43	54 074.19	0.45	0.47	0.11	2.19	9.34	0.0065	243.93	252.47	6.16	118.67	5 050.56	3.49
-266	ПО	1 208 012.00	3.60	43 525.59	12.23	162 283.40	1 326 769.81	2.19	1.55	0.43	10.15	38.72	0.0353	28 994.12	20 590.27	576.28	13 462.84	513 711.11	468.25
ИТОГО -266		1 259 710.95	3.92	49 407.78	12.35	170 540.83	1 380 844.00	2.12	1.51	0.42	9.84	37.57	0.0342	29 238.05	20 842.74	582.44	13 581.51	518 761.66	471.74
-291	ПШ	61 012.55	11.38	6 941.86	15.27	9 745.01	63 815.69	0.69	0.24	0.05	2.56	10.34	0.0102	439.93	152.87	2.89	163.66	6 598.10	6.50
-291	ПО	791 020.62	3.60	28 501.08	12.23	106 265.10	868 784.65	2.51	0.80	0.35	6.27	34.62	0.0364	21 827.58	6 909.34	305.54	5 445.71	300 735.94	316.23
ИТОГО -291		852 033.17	4.16	35 442.94	12.44	116 010.11	932 600.34	2.39	0.76	0.33	6.01	32.95	0.0346	22 267.50	7 062.21	308.43	5 609.37	307 334.04	322.72
-316	ПШ	89 107.06	11.38	10 138.39	15.27	14 232.30	93 200.97	0.76	0.05	0.02	1.02	8.33	0.0131	703.94	50.98	1.75	95.03	7 764.73	12.21
-316	ПО	525 624.11	3.60	18 938.64	12.23	70 611.94	577 297.41	3.82	0.13	0.28	3.66	40.37	0.0547	22 024.22	771.17	163.91	2 111.61	233 049.54	315.88
ИТОГО -316		614 731.17	4.73	29 077.03	12.65	84 844.24	670 498.39	3.39	0.12	0.25	3.29	35.92	0.0489	22 728.17	822.15	165.66	2 206.65	240 814.28	328.09
-341	ПШ	29 656.18	11.38	3 374.21	15.27	4 736.73	31 018.69	0.56	0.02	0.03	0.83	6.01	0.0092	173.84	7.58	0.89	25.88	1 863.08	2.86
-341	ПО	311 146.81	3.60	11 210.86	12.23	41 799.22	341 735.17	4.31	0.09	0.27	2.81	37.02	0.0614	14 732.81	294.99	93.22	961.01	126 512.05	209.80
ИТОГО -341		340 802.98	4.28	14 585.07	12.48	46 535.95	372 753.87	4.00	0.08	0.25	2.65	34.44	0.0571	14 906.65	302.57	94.11	986.90	128 375.13	212.66
-366	ПШ	1 981.05	11.38	225.40	15.27	316.42	2 072.06	1.32	0.03	0.07	0.87	9.64	0.0173	27.34	0.58	0.14	1.80	199.65	0.36
-366	ПО	7 512.25	3.60	270.67	12.23	1 009.19	8 250.77	1.43	0.02	0.08	0.92	10.32	0.0184	117.86	2.05	0.62	7.62	851.56	1.52
ИТОГО -366		9 493.30	5.23	496.07	12.84	1 325.61	10 322.83	1.41	0.03	0.07	0.91	10.18	0.0182	145.20	2.63	0.76	9.42	1 051.22	1.87
ИТОГО ПШ		381 180.29	11.38	43 369.79	15.27	60 882.64	398 693.14	0.72	0.45	0.11	3.81	13.39	0.0105	2 871.80	1 778.36	45.47	1 518.08	53 394.87	41.75
ИТОГО ПО		7 084 541.59	3.60	255 261.43	12.23	951 731.87	7 781 012.03	2.31	1.50	0.42	10.84	41.86	0.0359	179 663.71	116 441.66	3 301.87	84 356.02	3 257 398.03	2 793.23
ВСЕГО ПО РТ1		7 465 721.88	4.00	298 631.22	12.38	1 012 614.51	8 179 705.17	2.23	1.45	0.41	10.50	40.48	0.0347	182 535.51	118 220.02	3 347.34	85 874.10	3 310 792.89	2 834.98

Таблица 4.50 – Расчет потерь и разубоживания по ВЕ для рудного тела № 2

Наименование ВЕ		Балансовые за-пасы	Эксплуатационные потери		Разубоживание		Эксплуатационные запасы												
							Запасы	Содержания						Металл					
		Запасы						Cu	Zn	Au	Ag	S	Co	Cu	Zn	Au	Ag	S	Co
Отм. подэтажа	СР	т	%	т	%	т	т	%	%	г/т	г/т	%	%	т	т	кг	кг	т	т
59	ПШ	42 137.60	10.67	4 496.14	14.75	6 512.34	44 153.80	0.45	0.67	0.12	3.75	15.29	0.0074	200.50	297.23	5.17	165.50	6 752.55	3.28
59	ПО	816 242.49	5.75	46 913.82	14.19	127 212.92	896 541.59	1.15	1.05	0.26	8.78	29.63	0.0214	10 311.90	9 410.30	229.18	7 869.61	265 612.18	191.97
ИТОГО 59		858 380.09	5.99	51 409.95	14.22	133 725.25	940 695.39	1.12	1.03	0.25	8.54	28.95	0.0208	10 512.40	9 707.52	234.35	8 035.11	272 364.73	195.25
34	ПШ	86 066.20	10.67	9 183.37	14.75	13 301.47	90 184.29	0.71	0.82	0.16	5.34	21.61	0.0094	639.82	735.26	14.09	481.26	19 488.44	8.50
34	ПО	965 717.30	5.75	55 504.93	14.19	150 508.85	1 060 721.22	1.08	1.43	0.24	9.75	30.60	0.0228	11 454.77	15 141.27	259.12	10 338.43	324 577.98	242.32
ИТОГО 34		1 051 783.50	6.15	64 688.31	14.23	163 810.31	1 150 905.51	1.05	1.38	0.24	9.40	29.90	0.0218	12 094.59	15 876.53	273.20	10 819.69	344 066.41	250.82
9	ПШ	147 144.83	10.67	15 700.54	14.75	22 741.13	154 185.41	0.72	0.73	0.12	5.84	18.10	0.0100	1 102.98	1 125.74	19.14	901.06	27 900.25	15.44
9	ПО	516 730.45	5.75	29 699.26	14.19	80 533.41	567 564.60	0.91	2.05	0.33	10.99	32.22	0.0115	5 190.53	11 632.94	186.73	6 238.65	182 890.06	65.44



Наименование ВЕ		Балансовые за-пасы	Эксплуатационные потери		Разубоживание		Эксплуатационные запасы												
							Запасы	Содержания						Металл					
		Запасы						Cu	Zn	Au	Ag	S	Co	Cu	Zn	Au	Ag	S	Co
ИТОГО 9		663 875.28	6.84	45 399.80	14.31	103 274.53	721 750.01	0.87	1.77	0.29	9.89	29.21	0.0112	6 293.51	12 758.68	205.87	7 139.70	210 790.32	80.88
-16	ПШ	136 242.88	10.67	14 537.29	14.75	21 056.24	142 761.83	0.53	0.85	0.16	5.42	18.82	0.0069	762.15	1 210.02	22.60	773.37	26 866.15	9.92
-16	ПО	313 918.22	5.75	18 042.56	14.19	48 924.74	344 800.40	0.82	2.34	0.39	11.87	34.48	0.0065	2 828.85	8 063.59	135.68	4 091.30	118 870.46	22.45
ИТОГО -16		450 161.09	7.24	32 579.85	14.35	69 980.98	487 562.22	0.74	1.90	0.32	9.98	29.89	0.0066	3 591.00	9 273.61	158.27	4 864.67	145 736.61	32.37
-41	ПШ	169 235.73	10.67	18 057.67	14.75	26 155.26	177 333.32	0.62	1.35	0.27	8.96	27.17	0.0050	1 107.68	2 390.71	48.28	1 589.68	48 174.51	8.89
-41	ПО	361 171.56	5.75	20 758.46	14.19	56 289.26	396 702.36	0.98	2.34	0.38	13.00	37.47	0.0084	3 897.84	9 277.03	150.50	5 158.19	148 640.01	33.29
ИТОГО -41		530 407.29	7.32	38 816.13	14.36	82 444.52	574 035.68	0.87	2.03	0.35	11.76	34.29	0.0073	5 005.52	11 667.74	198.78	6 747.87	196 814.52	42.18
-66	ПШ	129 908.81	10.67	13 861.44	14.75	20 077.31	136 124.68	0.73	1.49	0.32	9.69	29.74	0.0063	999.38	2 022.10	43.64	1 318.78	40 485.94	8.62
-66	ПО	543 300.27	5.75	31 226.37	14.19	84 674.36	596 748.26	1.05	2.11	0.38	13.20	39.54	0.0088	6 287.02	12 582.05	227.60	7 877.70	235 942.93	52.40
ИТОГО -66		673 209.07	6.70	45 087.81	14.29	104 751.67	732 872.94	0.99	1.99	0.37	12.55	37.72	0.0083	7 286.40	14 604.15	271.24	9 196.48	276 428.87	61.02
-91	ПШ	91 188.57	10.67	9 729.94	14.75	14 093.13	95 551.76	0.77	1.14	0.30	7.43	24.76	0.0080	733.82	1 086.35	28.68	710.26	23 655.19	7.60
-91	ПО	686 851.74	5.75	39 477.04	14.19	107 047.13	754 421.82	1.08	1.82	0.39	12.69	38.73	0.0097	8 148.23	13 748.14	292.22	9 571.54	292 223.81	73.33
ИТОГО -91		778 040.31	6.32	49 206.98	14.25	121 140.25	849 973.59	1.04	1.75	0.38	12.10	37.16	0.0095	8 882.05	14 834.49	320.90	10 281.80	315 879.00	80.94
-116	ПШ	103 391.62	10.67	11 032.02	14.75	15 979.10	108 338.70	0.69	0.91	0.23	6.14	22.07	0.0074	751.57	987.43	24.52	665.52	23 911.30	8.05
-116	ПО	701 613.41	5.75	40 325.47	14.19	109 347.76	770 635.70	1.05	1.86	0.44	13.01	38.24	0.0100	8 124.41	14 317.60	342.22	10 028.82	294 673.18	77.09
ИТОГО -116		805 005.03	6.38	51 357.49	14.26	125 326.86	878 974.40	1.01	1.74	0.42	12.17	36.25	0.0097	8 875.98	15 305.03	366.74	10 694.34	318 584.48	85.13
-141	ПШ	98 150.39	10.67	10 472.77	14.75	15 169.07	102 846.69	0.68	1.28	0.27	7.69	25.16	0.0066	696.00	1 320.51	27.71	790.84	25 877.51	6.82
-141	ПО	658 563.98	5.75	37 851.19	14.19	102 638.43	723 351.22	1.07	1.93	0.46	15.15	38.49	0.0111	7 756.94	13 949.24	331.22	10 956.26	278 452.94	80.12
ИТОГО -141		756 714.37	6.39	48 323.96	14.26	117 807.50	826 197.90	1.02	1.85	0.43	14.22	36.84	0.0105	8 452.94	15 269.75	358.94	11 747.10	304 330.45	86.95
-166	ПШ	122 747.25	10.67	13 097.29	14.75	18 970.50	128 620.46	0.64	1.16	0.22	7.19	22.36	0.0063	826.01	1 492.76	28.72	924.15	28 764.18	8.10
-166	ПО	584 972.12	5.75	33 621.47	14.19	91 169.00	642 519.64	1.08	2.03	0.45	18.09	38.90	0.0116	6 908.90	13 072.87	291.70	11 624.25	249 962.37	74.83
ИТОГО -166		707 719.36	6.60	46 718.76	14.28	110 139.50	771 140.10	1.00	1.89	0.42	16.27	36.14	0.0108	7 734.91	14 565.64	320.42	12 548.41	278 726.55	82.93
-191	ПШ	94 296.51	10.67	10 061.56	14.75	14 573.46	98 808.41	0.57	1.43	0.24	7.45	22.10	0.0059	558.32	1 413.75	23.35	735.97	21 836.21	5.78
-191	ПО	531 018.11	5.75	30 520.45	14.19	82 760.16	583 257.82	1.04	2.08	0.47	18.26	38.15	0.0109	6 068.59	12 104.59	271.90	10 652.29	222 531.73	63.79
ИТОГО -191		625 314.62	6.49	40 582.01	14.27	97 333.62	682 066.23	0.97	1.98	0.43	16.70	35.83	0.0102	6 626.91	13 518.34	295.25	11 388.26	244 367.94	69.57
-216	ПШ	109 283.49	10.67	11 660.69	14.75	16 889.69	114 512.49	0.65	1.45	0.24	8.23	23.35	0.0067	741.19	1 660.04	27.79	942.57	26 740.19	7.68
-216	ПО	530 641.38	5.75	30 498.79	14.19	82 701.45	582 844.03	1.09	2.08	0.47	18.05	38.81	0.0112	6 356.69	12 139.82	274.45	10 522.23	226 177.78	65.18
ИТОГО -216		639 924.87	6.59	42 159.48	14.28	99 591.14	697 356.52	1.02	1.98	0.43	16.44	36.27	0.0104	7 097.87	13 799.86	302.24	11 464.79	252 917.96	72.86
-241	ПШ	108 274.79	10.67	11 553.06	14.75	16 733.79	113 455.52	0.58	1.40	0.23	7.34	21.48	0.0055	653.58	1 583.37	26.59	832.56	24 374.23	6.26
-241	ПО	652 197.37	5.75	37 485.27	14.19	101 646.18	716 358.28	1.18	2.18	0.51	17.74	40.26	0.0117	8 447.13	15 619.55	366.96	12 711.67	288 437.39	83.74
ИТОГО -241		760 472.17	6.45	49 038.33	14.27	118 379.97	829 813.81	1.10	2.07	0.47	16.32	37.70	0.0108	9 100.71	17 202.92	393.55	13 544.23	312 811.62	90.00
-266	ПШ	89 406.09	10.67	9 539.75	14.75	13 817.65	93 684.00	0.50	1.27	0.21	5.78	17.45	0.0046	467.33	1 186.77	19.34	541.31	16 352.03	4.26
-266	ПО	867 411.62	5.75	49 854.78	14.19	135 187.72	952 744.56	1.28	2.57	0.51	16.63	38.74	0.0121	12 199.31	24 453.73	488.07	15 848.84	369 071.86	114.85
ИТОГО -266		956 817.72	6.21	59 394.53	14.24	149 005.37	1 046 428.56	1.21	2.45	0.48	15.66	36.83	0.0114	12 666.65	25 640.50	507.41	16 390.15	385 423.89	119.11
-291	ПШ	130 747.07	10.67	13 950.88	14.75	20 206.87	137 003.05	0.46	1.23	0.20	5.83	15.71	0.0048	636.20	1 690.71	27.59	798.56	21 520.65	6.58
-291	ПО	959 703.17	5.75	55 159.27	14.19	149 571.53	1 054 115.44	1.56	2.59	0.50	16.53	37.67	0.0156	16 434.14	27 260.21	529.06	17 421.36	397 084.95	164.29
ИТОГО -291		1 090 450.24	6.34	69 110.15	14.25	169 778.40	1 191 118.49	1.43	2.43.										



Наименование ВЕ		Балансовые за-пасы	Эксплуатационные потери		Разубоживание		Эксплуатационные запасы												
							Запасы	Содержания						Металл					
		Запасы						Cu	Zn	Au	Ag	S	Co	Cu	Zn	Au	Ag	S	Co
-416	ПШ	72 982.82	10.67	7 787.36	14.75	11 279.44	76 474.90	0.71	1.46	0.36	9.11	21.89	0.0077	540.92	1 112.88	27.55	696.93	16 741.98	5.89
-416	ПО	370 531.94	5.75	21 296.45	14.19	57 748.10	406 983.59	1.13	2.09	0.45	13.36	28.23	0.0104	4 598.84	8 519.70	184.78	5 437.62	114 906.29	42.29
ИТОГО -416		443 514.76	6.56	29 083.81	14.28	69 027.54	483 458.49	1.06	1.99	0.44	12.69	27.23	0.0100	5 139.76	9 632.59	212.33	6 134.56	131 648.27	48.18
-441	ПШ	162 443.52	10.67	17 332.93	14.75	25 105.53	170 216.12	0.74	1.59	0.50	10.55	25.06	0.0070	1 257.46	2 708.04	85.41	1 796.59	42 651.47	11.85
-441	ПО	153 075.93	5.75	8 798.09	14.19	23 857.17	168 135.01	1.15	1.87	0.42	14.24	28.41	0.0117	1 929.82	3 147.61	70.17	2 394.57	47 766.92	19.66
ИТОГО -441		315 519.45	8.28	26 131.03	14.47	48 962.70	338 351.13	0.94	1.73	0.46	12.39	26.72	0.0093	3 187.28	5 855.66	155.58	4 191.16	90 418.40	31.51
-466	ПШ	122 394.54	10.67	13 059.66	14.75	18 915.99	128 250.87	0.71	1.52	0.51	10.35	24.95	0.0066	913.89	1 954.64	65.96	1 327.07	31 994.34	8.42
-466	ПО	86 588.73	5.75	4 976.72	14.19	13 495.02	95 107.03	0.98	1.41	0.37	11.39	23.22	0.0102	929.49	1 344.13	34.86	1 083.71	22 081.78	9.65
ИТОГО -466		208 983.27	8.63	18 036.37	14.51	32 411.00	223 357.90	0.83	1.48	0.45	10.79	24.21	0.0081	1 843.38	3 298.77	100.82	2 410.78	54 076.12	18.07
-491	ПШ	94 194.26	10.67	10 050.65	14.75	14 557.66	98 701.27	0.65	1.34	0.47	8.97	21.96	0.0056	642.49	1 325.77	46.25	885.66	21 675.50	5.49
-491	ПО	41 854.94	5.75	2 405.63	14.19	6 523.17	45 972.49	0.71	1.14	0.31	8.50	18.00	0.0074	328.61	524.41	14.34	390.59	8 274.34	3.41
ИТОГО -491		136 049.21	9.16	12 456.28	14.57	21 080.83	144 673.76	0.67	1.28	0.42	8.82	20.70	0.0062	971.10	1 850.18	60.59	1 276.26	29 949.84	8.90
-516	ПШ	51 153.29	10.67	5 458.12	14.75	7 905.70	53 600.87	0.54	1.11	0.37	7.07	20.01	0.0045	291.73	596.01	19.66	379.07	10 727.57	2.39
-516	ПО	21 326.75	5.75	1 225.76	14.19	3 323.81	23 424.80	0.50	0.98	0.29	6.28	17.29	0.0045	116.81	228.58	6.86	147.22	4 050.55	1.05
ИТОГО -516		72 480.04	9.22	6 683.88	14.58	11 229.52	77 025.67	0.53	1.07	0.34	6.83	19.19	0.0045	408.55	824.60	26.52	526.29	14 778.12	3.45
-541	ПШ	32 976.12	10.67	3 518.59	14.75	5 096.44	34 553.96	0.31	0.63	0.19	3.99	11.78	0.0027	107.89	219.29	6.59	137.78	4 069.93	0.94
ИТОГО -541		32 976.12	10.67	3 518.59	35.66	16 325.95	45 783.48	0.24	0.48	0.14	3.01	8.89	0.0020	107.89	219.29	6.59	137.78	4 069.93	0.94
-566	ПШ	6 510.31	10.67	694.66	14.75	1 006.16	6 821.81	0.07	0.14	0.05	0.89	2.41	0.0006	4.66	9.40	0.31	6.09	164.29	0.04
ИТОГО -566		6 510.31	10.67	694.66	74.88	17 332.12	23 147.76	0.02	0.04	0.01	0.26	0.71	0.0002	4.66	9.40	0.31	6.09	164.29	0.04
ИТОГО ПШ	ПШ	2 781 505.30	10.67	296 790.21	14.75	429 879.65	2 914 594.74	0.62	1.28	0.26	7.28	20.04	0.0062	18 013.19	37 259.08	761.18	21 225.29	583 948.44	179.83
ИТОГО ПО	ПО	13 419 026.84	5.75	771 263.16	14.19	2 091 380.40	14 739 144.08	1.20	2.07	0.43	14.30	35.58	0.0134	176 569.44	305 682.22	6 278.25	210 758.75	5 243 727.68	1 974.03
ВСЕГО ПО РТ2		16 200 532.14	6.59	1 068 053.37	14.28	2 521 260.05	17 653 738.81	1.10	1.94	0.40	13.14	33.01	0.0122	194 582.63	342 941.30	7 039.43	231 984.04	5 827 676.12	2 153.86

Таблица 4.51 – Расчет потерь и разубоживания по ВЕ для рудного тела № 3

Наименование ВЕ		Балансовые запасы	Эксплуатационные потери		Разубоживание		Эксплуатационные запасы												
							Запасы	Содержания						Металл					
		Запасы						Cu	Zn	Au	Ag	S	Co	Cu	Zn	Au	Ag	S	Co
Отм. подэтажа	СР	т	%	т	%	т	т	%	%	г/т	г/т	%	%	т	т	кг	кг	т	т
59	ПШ	8 795.41	8.36	735.12	11.56	1 053.19	9 113.48	0.08	0.02	0.03	0.50	0.95	0.0006	7.25	1.58	0.26	4.54	86.56	0.05
ИТОГО 59		8 795.41	8.36	735.12	11.56	1 053.19	9 113.48	0.08	0.02	0.03	0.50	0.95	0.0006	7.25	1.58	0.26	4.54	86.56	0.05
34	ПШ	76 904.81	8.36	6 427.69	11.56	9 208.85	79 685.96	0.27	0.06	0.12	1.79	4.06	0.0019	217.77	50.61	9.24	142.97	3 234.05	1.54
ИТОГО 59		76 904.81	8.36	6 427.69	11.56	9 208.85	79 685.96	0.27	0.06	0.12	1.79	4.06	0.0019	217.77	50.61	9.24	142.97	3 234.05	1.54
-91	ПШ	11 459.50	8.36	957.78	11.56	1 372.20	11 873.92	0.07	0.16	0.03	0.98	1.46	0.0005	8.31	19.37	0.36	11.58	173.33	0.06
-91	ПО	336 024.68	5.15	17 303.11	13.37	49 170.26	367 891.83	0.22	1.20	0.28	10.69	10.31	0.0034	805.89	4 408.46	104.10	3 931.23	37 912.09	12.50
ИТОГО -91		347 484.18	5.26	18 260.89	13.31	50 542.46	379 765.75	0.21	1.17	0.28	10.38	10.03	0.0033	814.19	4 427.83	104.46	3 942.81	38 085.42	12.56
-116	ПШ	67 535.54	8.36	5 644.61	11.56	8 086.94	69 977.87	0.15	0.42	0.05	1.84	3.18	0.0015	106.79	296.99	3.55	128.81	2 221.91	1.03
-116	ПО	322 072.41	5.15	16 584.66	13.37	47 128.63	352 616.38	0.43	1.75	0.27	10.65	13.39	0.0036	1 530.01	6 166.71	96.27	3 756.54	47 226.87	12.86
ИТОГО -91		389 607.95	5.71	22 229.27	13.07	55 215.57	422 594.25	0.39	1.53	0.24	9.19	11.70	0.0033	1 636.80	6 463.69	99.82	3 885.35	49 448.78	13.89
-141	ПШ	56 433.48	8.36	4 716.70	11.56	6 757.54	58 474.32	0.17	0.55	0.04	1.13	3.77	0.0021	101.19	321.96	2.40	66.28	2 204.71	1.22
-141	ПО	377 695.59	5.15	19 448.89	13.37	55 267.93	413 514.63	0.67	2.53	0.29	12.03	17.06	0.0064	2 775.23	10 445.68	121.20	4 974.22	70 549.32	26.53
ИТОГО -91		434 129.07	5.57	24 165.59	13.14	62 025.47	471 988.95	0.61	2.28	0.26	10.68	15.41	0.0059	2 876.42	10 767.64	123.59	5 040.50	72 754.03	27.75
-166	ПШ	23 527.26	8.36	1 966.40	11.56	2 817.23	24 378.09	0.19	0.52	0.05	2.00	4.21	0.0029	46.87	126.01	1.20	48.84	1 025.75	0.70
-166	ПО	270 766.46	5.15	13 942.73	13.37	39 621.07	296 444.80	0.82	2.76	0.28	11.60	18.43	0.0099	2 430.21	8 184.33	82.74	3 439.14	54 639.11	29.44
ИТОГО -91		294 293.71	5.41	15 909.13	13.23	42 438.30	320 822.88	0.77	2.59	0.26	10.87	17.35	0.0094	2 477.08	8 310.34	83.94	3 487.98	55 664.87	30.14
-191	ПШ	606.64	8.36	50.70	11.56	72.64	628.58	0.04	0.06	0.01	0.26	0.78	0.0009	0.24	0.35	0.00	0.16	4.92	0.01
ИТОГО -191		606.64	8.36	50.70	11.56	72.64	628.58	0.04	0.06	0.01	0.24	0.78	0.0009	0.24	0.35	0.00	0.15	4.92	0.01
ИТОГО ПШ	ПШ	245 262.63	8.36	20 499.01	11.56	29 368.59	254 132.21	0.19	0.32	0.07	1.59	3.52	0.0018	488.41	816.86	17.02	403.16	8 951.22	4.61
ИТОГО ПО	ПО	1 306 559.14	5.15	67 279.39	13.37	191 187.88	1 430 467.64	0.53	2.04	0.28	11.26	14.70	0.0057	7 541.35	29 205.18	404.30	16 101.13	210 327.39	81.33
ВСЕГО ПО РТЗ		1 551 821.77	5.66	87 778.40	13.09	220 556.48	1 684 599.85	0.48	1.78	0.25	9.80	13.02	0.0051	8 029.76	30 022.04	421.32	16 504.29	219 278.62	85.94

В рамках расчёта потерь и разубоживания выполнена оптимизация (предельно достижимые) значений потерь и разубоживания. Ниже в таблице 4.52 представлены потери и разубоживание по системам разработки.

Таблица 4.52 – Средние значения потерь и разубоживания для систем разработок

Рудное тело	Балансовые запасы	Потери		Разубоживание		Эксплуатационные запасы
	т	%	т	%	т	т
Рудное тело №1	7 465 721,88	1,46	108 697,97	5,07	392 570,09	7 749 593,99
Рудное тело №2	16 200 532,14	2,45	397 305,79	5,02	834 378,58	16 637 604,92
Рудное тело №3	1 551 821,77	2,06	31 937,75	5,03	80 582,03	1 600 466,04
ВСЕГО	25 218 075,78	2,13	537 941,52	5,30	1 307 530,69	25 987 664,95

В таблице 4.53 даны сводные значения потерь и разубоживания по рудным телам № 1, № 2 и № 3.

Таблица 4.53 – Сводные показатели потерь и разубоживания при оптимистичных значениях

Рудное тело	Подэтажные штреки		Подэтажно-камерная	
	Потери, %	Разубоживание, %	Потери, %	Разубоживание, %
Рудное тело №1	5,66	4,51	1,23	5,09
Рудное тело №2	5,30	4,58	1,86	5,10
Рудное тело №3	4,17	3,36	1,66	5,34

При своевременном контроле процессов очистных работ и эксплуатационной разведки, по оптимистичным расчётам достижимы следующие показатели: общие потери по месторождению «Лиманное» составят – 2,13 %, разубоживание – 5,3 %.

4.14 Буровзрывные работы

4.14.1 Расчет параметров и технологии буровзрывных работ

Расчет параметров буровзрывных работ определен по методике [27] с учетом рекомендаций в опубликованных работах.

Расчёт параметров буровзрывных работ приведён для проходческих работ, для отбойки руды скважинами на открытое очистное пространство при подэтажно-камерных системе и ситемой разработки подэтажными штреками. Выбор средств бурения и диаметра шпуров и скважин.

Проходка выработок. Бурение шпуров осуществляется буровыми установками типа Epiroc Boomer M2D/Sandvik DD421-60C.

Восстающие проходятся установками типа «Роббинс», либо комплексами КПВ/КПН с помощью телескопных перфораторов ПТ-48.

Шпуры заряжаются гранулированным ВВ типа гранулит АС и т.п. (для механизированного заряжания). В качестве патронов боевиков, а также при зарядке почвенных и контурных шпуров используются патронированные ВВ типа аммонит 6ЖВ.

Расчет параметров БВР при проходке выработок сводится к расчету необходимого количества шпуров на забой определенного сечения.

Количество шпуров N , шт, для проходческого забоя системы определяются по формуле:

$$N = \frac{q \cdot S}{p}$$

где:

N – количество шпуров;

$l_{\text{шп}}$ – глубина шпура;

S – площадь забоя, м^2 ;

q – расчетный удельный расход ВВ для шпуровой отбойки, $\text{кг}/\text{м}^3$ находят по формуле Покровского:

$$q_{\text{ВВ}} = q_{\text{эталон}} \cdot f_1 \cdot e \cdot v \cdot p$$

где $q_{\text{условный}}$ – условный удельный расход ВВ:

$$q_{\text{условный}} = 0,1 \cdot f$$

f – крепость пород и руд по Протоdjаконову;

f_1 – коэффициент структуры пород; $f_1 = 2$ – для вязких трудновзрываемых пород,

$f_1 = 1,4$ – для дислоцированных породы, неправильного залегания с мелкой трещиноватостью, $f_1 = 2$ – для залегания пород с меняющейся крепостью; v – коэффициент зажима пород;

$$v = 6,5/\sqrt{S}$$

p , $\text{кг}/\text{м}^3$ – количество ВВ на 1 м погонный шпура:

$$p = \eta_{\text{шп}} \frac{\pi \cdot d^2}{4} \cdot \rho_{\text{ВВ}}$$

где $\eta_{\text{шп}}$ – коэффициент заполнения, д. ед;

d – диаметра шпура, м;

$\rho_{\text{ВВ}}$ – плотность ВВ, $\text{кг}/\text{м}^3$;

e' – коэффициент относительной работоспособности ВВ:

$$e = \frac{Q_{\text{ВВ}}^{\text{ЭТ}}}{Q_{\text{ВВ}}}$$

$Q_{\text{ВВ}}^{\text{ЭТ}}$ – теплота взрыва эталонного ВВ. За базовое ВВ на руднике принимается Аммонит 6 ЖВ А6; $Q_{\text{ВВ}}$ – теплота взрыва, применяемого ВВ.

Общая длина шпуров $\sum L$, м, определяется по формуле:

$$\sum L = N \cdot l_{\text{шп}}$$

Общее количество ВВ Q , кг, определяют по формуле:

$$Q = q \cdot S \cdot l_{\text{шп}} \cdot \eta_{\text{шп}}$$

Результаты расчета параметров БВР для проходческих работ по категориям нарушенности представлены в таблице 4.54. Типовой паспорт БВР на проходку представлен в графической части чертежах чертеж 80.4.24.1.КГР-76/25-3-ПГР-ГПР, Лист 39.

Таблица 4.54 – Параметры БВР при проходке выработок

Наименование параметра	Обозначение	Ед.изм.	Параметр
Категория нарушенности массива			II-III
Сечение выработки	S	м	21.7
Ширина выработки	B	м	5100
Высота выработки	H	м	4610
Периметр выработки по линии контурных шпуров	P	м	16.5
Коэффициент крепости руды по Протоdjаконову	-	f	15
Длина шпура	L _{шп}	м	3.9
Длина фактической уходки	L _{yx}	м	3.5
КИШ	η	-	0.9
Удельный вес породы	γ	т/м ³	2.77
Тип ВВ	-	-	Аммонит 6 ЖВ
Диаметр скважины (шпура)	d _{шп}	м	0.043
Размер кондиционного куска	D _{кк}	м	0.3
Плотность заряжания шпуров	q _{ВВ}	кг/м ³	1000
Условный удельный расход ВВ	q ₁	кг/м ³	0.7
Коэффициент зажима пород	v	-	1.3
Коэффициент структуры пород	f ₁	-	1.3
Коэфф-т работоспособности ВВ (Аммонит 6 ЖВ)	e	-	1.0
Коэффициент заполнения шпура (средний)	K _з	-	0.8
Удельный расход ВВ	q _{ВВ}	кг/м ³	2.5
Объем отбиваемой руды на уходку	V _{отб}	м ³	75
Общая длина шпуров на забой	L _{общ}	м	203
Удельный объем бурения на проходке	V _{буруд}	м	2.6
Средний удельный объем бурения для ПНР	V _{бур_уд. Ср}	м/м ³	1.8
Средний удельный объем бурения для ГКР	V _{бур_уд. Ср}	м/м ³	2.2
Количество холостых шпуров	N _{шпхол}	шт	3
Количество ВВ на один погонный метр шпура	Q _{ВВср}	кг/м	1.2
Расчетное количество шпуров на забой	N _{шп}	шпуров	57
Среднее количество шпуров	N _{шп}	шпуров	48
Среднее количество шпуров на забой для ПНР	N _{шп}	шпуров	52
Среднее количество шпуров на забой для ГКР	N _{шп}	шпуров	46

Наименование параметра	Обозначение	Ед.изм.	Параметр
Коэффициент заполнения контурных шпуров	$K_{\text{конт}}$	-	0.8
Коэффициент сближения зарядов	M	-	1.0
Отступ контурных шпуров от контура выработки вчерне	l_k	м	0.2
Количествоо ВВ на один погонный метр шпура	$Q_{\text{ВВср}}$	кг/м	1.2
Расчетное расстояние между контурными шпурами	w_k	м	0.68
Расчетное количество контурных шпуров	$N_{\text{конт}}$	шпуров	24
Коэффициент заполнения отбойных шпуров	$K_{\text{конт}}$	-	0.8
Коэффициент сближения зарядов	M	-	1.0
Расчетное расстояние между отбойными шпурами	$w_{\text{отб}}$	м	0.68
Расчетное количество отбойных шпуров	$N_{\text{отб}}$	шпуров	29
Количество врубовых шпуров	$N_{\text{вр}}$	шпуров	4
Коэффициент заполнения врубовых шпуров			0.9
Расстояние между врубовыми шпурами	$w_{\text{вруб}}$	м	0.4
Общее количество ВВ на забой	$Q_{\text{ВВ}}$	кг	176
Общая длина заряжаемых шпуров на забой	$L_{\text{общ зар}}$	м/забой	222
Средняя величина заряда на шпур	$m_{\text{ср}}$	кг/шпур	3.09
ЭД	-	шт	3
СИНВ с волноводом	-	шт	57
ДШ	-	м	20
Провод магистральный	-	м	158
ЭД	-	шт/м ³	0.04
СИНВ с волноводом	-	шт/м ³	0.62
ДШ	-	м/м ³	0.25
Провод магистральный	-	м/м ³	2.00
Удельный объем бурения	$V_{\text{бур\_уд.}}$	м/м ³	2.6
Отношение забойки либо свободной части заряда к диаметру	K_z	-	0.02
Диаметр шпура	$d_{\text{шп}}$	мм	0.043
Приведенный диаметр выработки	d	-	7.5
Минимальный радиус опасной зоны	R_{min}	м	180
Безопасный радиус опасной зоны	R	м	300
Основание натурального логарифма	e	-	2.71
Коэффициент шероховатости	b	-	0.025
Суммарная площадь выработок, примыкающих к заряду	S	-	21.7

Наименование параметра	Обозначение	Ед.изм.	Параметр
Масса эквивалентного заряда	$Q_{\text{экв}}$	кг	1.1
Коэффициент увеличения УВВ	-	-	1.5
Коэффициент уменьшения УВВ	-	-	1.2
Проверка величины избыточноо давления по максимальному воздействию УВВ на человека	D R	кПа	9.6
Величина избыточнгоо давления УВВ при оптимальном расстоянии до места укрытия	D R	кПа	4.9

В Приложении Г приведены результаты расчета параметров БВР для сечений 3-3, 5-5, показанных на чертеже 80.4.24.1.КГР-76/25-3-ПГР-ГП лист 13

Расчет параметров БВР при скважинной отбойке выполнен согласно Методике Кутузова Б.Н.

Удельный расход ВВ зависит от физико-механических свойств руд и пород, сечения выработок, глубины и диаметра шпуров или скважин, а также типа, применяемого ВВ. При применении различных ВВ используются переходные расчетные коэффициенты, значения этих коэффициентов вычисляются как обратная пропорция их энергетическим характеристикам.

Расчет удельного расхода ВВ при скважинной отбойке выполнен с учетом применения эмульсионного ВВ.

Расход ВВ $q_{\text{ВВ}}$, кг/м³, на скважинную отбойку определяется из следующего выражения

$$q_{\text{ВВ}} = q_{\text{э}} \cdot e \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot K_5,$$

где:

$$q_{\text{э}} = 0,1 \cdot f$$

$q_{\text{э}}$ – эталонный удельный расход ВВ на дробление руды, кг/м³;

f – крепость руды по Протодяконову;

e – коэффициент работоспособности ВВ;

$$e = \frac{Q_{\text{ВВ}}^{\text{ЭТ}}}{Q_{\text{ВВ}}}$$

где:

$Q_{\text{ВВ}}^{\text{ЭТ}}$ – теплота взрыва эталонного ВВ. За базовое ВВ принят Гранулит А6;

$Q_{\text{ВВ}}$ – теплота взрыва, применяемого Аммонит 6 ЖВ;

K_2 – коэффициент расположения скважин. Коэффициент K_2 при параллельном расположении скважин равен 1,0, при веерном расположении скважин равен 1,1-1,2 [13];

K_3 – коэффициент, учитывающий условия действия зарядов. Значение коэффициента K_3 следует принимать: при отбойке на одну обнаженную поверхность 1,0; на две обнаженные поверхности 0,7-0,9; на зажатую среду 1,2-1,3 [13];

K_4 – коэффициент плотности заряжения скважин. Коэффициент K_4 при зарядке патронированным ВВ скважин вручную равен 1,0, при пневматическом зарядании гранулированным ВВ – 0,9-0,95, при использовании эмульсионных ВВ – 0,85-0,90, а прессованных патронированных ВВ – 0,80-0,85;

K_5 – коэффициент диаметра скважины. Величина коэффициента K_5 для скважин диаметром 105 мм равна 1. При другом диаметре его можно получить из выражения:

$$K_5 = \sqrt{\frac{d}{105}}$$

Исходя из вместимости скважины, выход руды с 1 м скважины B , м³/м, может быть получен по формуле:

$$B = \frac{0,758 \cdot d^2 \cdot \rho \cdot k_6}{q}$$

где:

d – диаметр скважины, м;

ρ – плотность ВВ, кг/м³;

k_6 – коэффициент, учитывающий недозарядание устьев скважин. Величина коэффициента k_6 составляет при параллельных скважинах 0,85-0,95; при веерном расположении 0,75-0,85; при ярусном 0,60-0,75;

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

Линия наименьшего сопротивления (ЛНС) W , м, и среднее расстояние между скважинами в веере, a , м, при параллельном расположении определяется из выражений:

$$W = \sqrt{\frac{B}{m}},$$

$$a = \sqrt{B \cdot m},$$

где:

m – коэффициент сближения зарядов.

При веерном или ярусном расположении скважинных зарядов расстояние между их концами определяется по формулам:

$$W = \frac{(2L_{\text{ср}} + 3) \cdot W}{L_{\text{ср}} + 3}$$

$$a = \frac{(2L_{\text{ср}} + 3) \cdot a}{2L_{\text{ср}} + 3},$$

где:

$L_{\text{ср}}$ – средняя глубина скважин, м.

Проектом предусматривается параллельное расположение скважин для ведения очистных работ в блоке.

Общая длина скважин в слое L , м, (для камерной системы) определяется по формуле:

$$\sum L = \frac{h \cdot b \cdot W}{B}$$

где:

h – высота обуриваемого слоя (равна мощности за вычетом высоты выработки), м; b – ширина обуриваемого слоя (равняется ширине заходки), м.

Количество скважин N , шт., для камерной системы определяются по формуле:

$$N = \frac{b}{W}$$

В соответствии с расчетными значениями количества скважин и линии наименьшего сопротивления, скважины графическим методом располагают в границах камеры. После чего, в соответствии с итоговым количеством, длиной и расположением скважин корректируют удельный расход ВВ и выход руды с 1 п. м. скважины. Показатели удельного расхода ВВ и выхода с 1 п. м. скважины не должны отличаться от расчетных более чем на 10-15 % при веерном и более чем на 10 % при параллельном расположении скважин. Результаты расчета параметров БВР для применяемых систем разработки представлены в таблице 4.55.

Типовой паспорт БВР на очистные работы представлен на чертеже 80.4.24.1.КГР-76/25-3-ПГР-ГПР, Лист 42.

Таблица 4.55 – Параметры БВР при очистной выемке

Наименование	Обозначение	Ед. изм.	ПКСР	Система ПЭШ
Ср. мощность рудного тела	m	м		
Ширина очистного пространства	L	мм	10000	7000
Ширина буровой выработки	B	мм	4100	4100
Высота буровой выработки	H	мм	3800	3800
Сечение буровой выработки	S	м ²	16,2	16,2
Процентное соотношение по мощностям	%	-	-	-
Схема бурения	-	-	Веерная	Веерная
Диаметр кондиционного куска	d _{кк}	мм	300	300
Коэффициент крепости руды по Протодяконову	f	-	7	7
Удельный вес руды	γ	т/м ³	3,8	3,8
Среднее расстояние между трещинами в массиве	l _{трещин}	м	0,3	0,3
Тип ВВ	-	-	Аммонит 6 ЖВ/ гранулит АС	Аммонит 6 ЖВ/ гранулит АС
Диаметр скважины (шпура)	d _{скважины}	мм	89	89

Наименование	Обозначение	Ед. изм.	ПКСР	Система ПЭШ
Длина скважины (шпура)	L _{скважины}	м	-	-
Плотность заряжения скважин (шпуров)	ρ	кг/м ³	1000	1000
Удельный расход эталонного ВВ	q _{эталон}	кг/м ³	0,7	0,7
Теплота взрыва Аммонит 6 ЖВ	T	ккал/кг	925	925
Коэффициент работоспособности ВВ	e	д.ед	1,0	1,0
Коэффициент учитывающий трещиноватость массива	K ₁	д.ед	1,0	1,0
Коэффициент схемы расположения зарядов	K ₂	д.ед	1	1
Коэффициент, учитывающий условия действия зарядов	K ₃	д.ед	1	1
Коэффициент плотности заряжения скважин	K ₄	д.ед	0,8	0,9
Коэффициент диаметра скважины	K ₅	д.ед	1,0	1,0
Коэффициент зажима пород	v	д.ед	-	-
Коэффициент структуры пород	f ₁	д.ед	-	-
Коэффициент заполнения шпура (скважины)	K _з	д.ед	0,70	0,7
Удельный расход ВВ	q	кг/т	0,25	0,24
	q	кг/м ³	0,90	0,90
Выход руды с 1 м скважины (шпура)	V _{руды}	м ³ /м	3,4	2,6
	V _{руды}	т/м	13,4	10,2
Средняя длина скважин (веерное расположение)	L _{скв.ср}		-	-
Коэффициент сближения зарядов	k	д.ед	1,0	1,0
Линия наименьшего сопротивления- ЛНС	W	м	2,1	2,1
Расстояние между концами скважин (шпуров) -РМК	a	м	-	-
РМК max (веерное расположение)	a _{max}	м	3,15	3,15
РМК min (веерное расположение)	a _{min}	м	1,05	1,05
Высота обруиваемого слоя	H _{слоя}	м	25	25
Ширина обруиваемого слоя	B _{слоя}	м	10	7
Общая длина скважин (шпуров)	L _{общ}	м	143,6	128,4

Наименование	Обозначение	Ед. изм.	ПКСР	Система ПЭШ
Средневзвешенная длина скважин			-	
Количество скважин (шпуров) в слое	N _{СКВ}	шт.	13	12
Объем отбиваемой руды	V _{отбойки}	м ³	495	337
Средневзвешенный объем слоя			-	
Выход руды с одного веера	Q _{руды} слой	т	1768	1267
Среднее количество ВВ на один погонный метр скважины(шпура)	Q _{СР}	кг/м	4,35	4,35
Недозаряд скважины (шпура) сверху	L _{недозаряд}	м	0,5	0,22
Недозаряд скважины снизу	L _{недозаряд}	м	0,9-6,3	0,8-6,3
Общее количество ВВ на слой	Q _{ВВ} общ	кг	474	411,3
Удельный объем бурения	V _{бур. уд.}	м/м ³	0,7	0,4

Расчет сейсмического воздействия от ведения БВР приведен в Приложении Д.

4.14.2 Выбор средств бурения и диаметра шпуров и скважин

Параметры буровзрывных работ (БВР) устанавливаются на основании опыта работы проектируемого предприятия или его аналогов со сходными горно-геологическими и горнотехническими условиями. При невозможности использовать в проекте данные практики параметры БВР определяют по формулам и по нормативным документам.

Выбор средств бурения произведен применительно к отработке рудных тел принятыми в проекте системами разработки. Способ бурения скважин и выбор соответствующего оборудования определен исходя из параметров отбойки и физико-механических свойств обуреваемого массива, руководствуясь утвержденным типовым рядом бурового оборудования и указаниями.

На проходке горизонтальных и наклонных выработок приняты буровые установки Epiroc Boomer S2/Sandvik DD421-60C для бурения шпуров диаметром 43 мм, длиной до 4-5 метров.

Для качественной отбойки рудных тел рудный массив разбуривают скважинами диаметром 105 мм, пробуренными самоходными буровыми установками типа Epiroc Simba E70 S/Sandvik DL421. Разбуривание массива рудных тел производят веерными восходящими скважинами. Размер кондиционных кусков руды принят 400 мм. Он обеспечивает нормальную работу погрузочно-доставочных машин и транспорта горной массы.

Таблица 4.56 – Основные технические характеристики буровой установки для бурения шпуров Boomer S2

Наименование показателей	Значение для Epiroc Boomer M2D
Масса, т	21
Рабочая зона, м ²	56 м ²
Диаметр бурения, мм	43 - 64
Длина, м	12,216
Ширина, м	2,0
Высота, мин./макс., м	2,85/2,155
Гидравлический перфоратор	COP MD20 COP 1638HD COP 1838HD COP 2238HD
Податчик	Telescopic feed BMHT 2000-series (max 4.3 m); BMH 2000-Series (max 4.9 m).

Таблица 4.57 - Основные технические характеристики буровой установки для бурения шпуров Simba E70S

Наименование показателей	Значение для Simba E70 S
Масса, т	31,5
Глубина бурения, м	80
Угол бурения/наклон, град	360 (уточняется при заказе)
Диаметр бурения, мм	51-102
Гидравлический перфоратор	COP 1838+ COP 1838+MUX COP 1838+HUX COP 2550UX COP 3060
Податчик	BMH 214/234 BMH 215/235 BMH 216/236
Длина, м	13,2
Ширина, м	2,496
Высота, м	3,1

4.14.3 Доставка и хранение взрывчатых материалов

Снабжение подземного рудника взрывчатыми материалами осуществляется с подрядными организациями имеющие соответствующие лицензии. Транспортирование ВМ до рудника предусматривается осуществлять автомобильным спец транспортом.

Доставка ВМ к месту ведения горных работ осуществляется специализированным подземным автотранспортом Utimes MF 100 E, предназначенным для транспортирования ВМ.

Доставка взрывчатых материалов на промплощадку рудника к стволу «Клетевой» осуществляется автомобильным транспортом с базисного склада ГОК «50 лет Октября». На промплощадке рудника «Лиманный» предусмотрена специализированная перегрузочная

площадка ВМ. По стволу «Клетевой» в специализированных вагонетках взрывчатые материалы спускаются на горизонт минус 341 м и доставляются самоходным транспортом до подземного расходного склада ВМ емкостью 8 т, расположенного на квершлага створа «Клетевой».

Доставка ВМ к месту ведения горных работ осуществляется специализированным подземным автотранспортом типа Utimec MF 100 E, предназначенным для транспортирования ВМ.

Кроме подземного расходного склада ВМ на 8 т на очистных подэтажах при необходимости возможно расположить участковые пункты хранения ВМ емкостью 1 т и соответствующего количества средств инициирования.

4.15 Меры охраны зданий, сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных разработок

В соответствии с п. 1701-5 ПОПБ [19] меры охраны зданий и сооружений разрабатываются для каждого месторождения с учетом геологических и горнотехнических особенностей месторождения, особенностей охраняемых объектов с привлечением (при необходимости) специализированных и научных организаций и разработкой проекта мер охраны с применением автоматизированной (цифровой) системы. Меры охраны в обязательном порядке согласовываются с владельцами охраняемых объектов. В соответствии с п. 1701-4 ПОПБ [19] на горном предприятии разрабатываются меры, предотвращающие вредное влияния горных разработок на здания, сооружения и коммуникации, расположенные в горном отводе разрабатываемого месторождения с применением автоматизированной (цифровой) системы диспетчеризации.

Мерами охраны объектов от вредного влияния подземных разработок являются:

- горные меры, уменьшающие деформации пород и земной поверхности (применение специального порядка и последовательности отработки запасов под охраняемыми объектами, засыпка воронок обрушения и провалов);
- конструктивные меры, позволяющие сохранить постоянно или продлить срок эксплуатации сооружений при деформациях основания, превышающих критические значения (разделение здания на отсеки деформационными швами, усиление несущих конструкций с помощью стальных тяжей, растяжек и железобетонных поясов);
- проведение ремонтно-восстановительных работ (выправление крена и подъём наиболее просевших частей здания и сооружений путем поддомкрачивания;
- подсыпка и другие работы по приведению подрабатываемого объекта в состояние, удовлетворяющее требованиям технической его эксплуатации);
- временное изменение характера эксплуатации подрабатываемого объекта;
- перемещение сооружений на неподрабатываемые участки.

Для определения величин сдвижения земной поверхности и горных пород, выяснения эффективности применяемых мер охраны необходимо заложить наблюдательные станции на

земной поверхности – профильные линии по падению и по простиранию и выполнять наблюдения в соответствии с требованиями [24].

Основной мерой охраны Клетевого и Скипо-Клетевого стволов и автотранспортных уклонов, зданий и сооружений промплощадки рудника от вредного влияния подземных разработок является их расположение за пределами зоны критических деформаций от отработки запасов месторождения, принятых к проектированию.

Горизонтальные вскрывающие выработки и автотранспортные уклоны, соединяющие рудные горизонты, проходятся за зоной влияния горных работ путем расположения их в устойчивых породах лежачего бока. Расположение стволов выбрано в безрудной зоне за проектным контуром карьера и на расстоянии от зоны влияния горных работ на поверхности.

Горно-капитальные выработки горизонтов располагаются, по возможности, в породах лежачего бока на расстоянии 20-30 метров от очистных работ, что позволяет использовать выработки верхнего горизонта как вентиляционные, при ведении горных работ на уровне последующего нижнего горизонта.

Предполагаемая зона сдвижения от подземных горных работ отстроена от балансовых запасов руды. Углы для построения зон сдвижения приняты согласно таблице 2 [17].

Зона влияния горных работ отстроена по углам сдвижения равными: по висячему боку и по лежащему боку – 65° , по простиранию – 70° . В наносах и выветрелых коренных породах углы сдвижения принимаются одинаковыми во всех направлениях и составляют 40° .

Зона влияния горных работ и предполагаемая зона сдвижения горных пород показаны на плане поверхности (чертеж 80.4.24.1.КГР-76/25-3-ПГР-ГП, Лист 1).

В качестве вспомогательной меры охраны, 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.

Согласно раздела 3 [17], зона, в которой возможно внезапное образование провалов и воронок, подлежит обязательному ограждению на местности с установкой предупреждающих знаков. В соответствии с п. 1701-2 ПОПБ [19] не допускается строительство новых объектов в зонах опасных сдвижений.

4.16 Сведения о временно неактивных запасах

Месторождения «Лиманное» отрабатывается сначала карьером, затем подземным способом. Между отработанным карьером и подземным рудником остаётся предохранительный целик 51 м, отработка которого должна вестись по отдельному проекту с учётом сложившихся горнотехнических условий на конец отработки рудника. В целик включены временно неактивные запасы их количество и качество представлено в таблице 4.58.

Таблица 4.58 – Временно неактивные запасы

Наименование	Ед. изм.	Показатели
Объем руды	м ³	369247,49
Запасы руды	тыс. т	1587,76
медь	%	1,53
медь	тыс. т	24,22
цинк	%	1,30
цинк	тыс. т	20,61
золото	г/т	3,15
золото	кг	500,06
серебро	г/т	10,56
серебро	т.	16,77
сера	%	36,31
сера	тыс. т	576,51
кобальт	%	0,22
кобальт	т.	353,71

4.17 Охрана недр

В соответствии с требованиями Кодекса Республики Казахстан «О недрах и недропользовании» [25] и в целях более полной отработки запасов месторождения Лиманное с минимальными потерями и комплексным использованием добываемого сырья предусматриваются следующие технические решения:

– отработка балансовых запасов руд месторождения, при которых предусматривается технология разработки без оставления рудных целиков;

– принятый технологический порядок отработки рудных тел и блоков с опережающей отработкой верхних подэтажей по отношению к нижним обеспечивает стройную поступательную систему выемки рудных тел, обеспечивает повышение устойчивости рудных массивов, полноту и качество выемки балансовых руд, а также позволяет сохранить в недрах забалансовые запасы руды для возможной повторной отработки месторождения;

– предусматривается первоочередная проходка эксплоразведочных выработок и бурение геологоразведочных скважин на опережение при подготовке блоков с целью уточнения морфологии рудных тел, контуров промышленного оруденения, свойств руд и вмещающих пород для снижения конструктивных потерь и разубоживания руды при составлении локальных проектов отработки очистных блоков в конкретных горно-геологических условиях месторождения.

В разработанном плане горных работ месторождения Лиманное согласно Кодекса Республики Казахстан «О недрах и недропользовании» [25] предусмотрены:

– системы разработки месторождения полезных ископаемых, обеспечивающие наиболее полное, комплексное и экологически целесообразное извлечение из недр и

рациональное, эффективное использование балансовых запасов основных и совместно с ними залегающих полезных ископаемых;

- рациональное использование вмещающих пород при разработке месторождения Лиманное;

- меры, обеспечивающие безопасность работы производственного персонала и населения, зданий и сооружений, охрану недр, объектов окружающей среды от вредного воздействия работ, связанных с использованием недрами;

- мероприятия по технике безопасности.

Принятые в плане к осуществлению системы разработки исключают выборочную отработку наиболее богатых частей месторождения, рудных тел и залежей, приводящую к снижению качества остающихся балансовых запасов месторождения, вследствие которых, находящиеся в них залежи полезных ископаемых, могут утратить промышленное значение или оказаться полностью потерянными.

Способ и схема вскрытия и ведения добычных работ на месторождении Лиманное обеспечивают:

- максимальное и экономически целесообразное извлечение из недр всех полезных ископаемых, подлежащих к разработке в пределах горного отвода;

- безопасность ведения горных работ;

- возможность отработки изолированных рудных тел и залежей, имеющих промышленное значение;

- охрану месторождения от стихийных бедствий и от других факторов, приводящих к осложнению их отработки, снижению промышленной ценности, качества и потерям полезных ископаемых.

При разработке месторождения Лиманное подземным способом в обязательном порядке производятся систематические наблюдения за состоянием горных выработок, откосов отвалов, потолочин, почвы и целиков с целью своевременного выявления в них деформаций, определения параметров и сроков службы, сведения к минимуму потерь полезных ископаемых, а также для обеспечения безопасности ведения.

В соответствии с требованиями Кодексом Республики Казахстан «О недрах и недропользовании» [25] и в целях более полной отработки запасов месторождения Лиманное с минимальными потерями и комплексным использованием добываемого сырья предусматриваются следующие технические решения:

- система разработки подэтажными штреками по простиранию рудного тела с закладкой;

- подэтажно-камерная система разработки вкрест простирания рудного тела с закладкой.

Вскрытие, подготовка месторождения и добычные работы должны производиться в строгом соответствии с проектом. При изменении горно-геологических и горнотехнических

условий в проект должны быть своевременно и в установленном порядке внесены соответствующие дополнения и изменения.

Горно-капитальные выработки заложены на безрудных участках, в лежащем боку, вне зоны сдвижения горных пород, в единичных случаях, с оставлением предохранительного целика (околоштрекового).

Рекомендовано осуществлять постоянное наблюдение за проявлениями сдвижения горного массива.

Очистная добыча должна осуществляться в соответствии с календарным графиком добычи руды и металла.

Количество готовых к выемке запасов руды, нормативные потери и разубоживание руды необходимо определять ежегодным набором выемочных единиц.

4.18 Календарный график добычи руды и металлов

Календарный график добычи руды и металлов по годам приведен в таблице 4.59.

В таблице 4.60 приведен календарь добычи по выемочным единицам.



Таблица 4.59 – Календарный график добычи руды и металлов

Показатель	Поле	Итого	2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039	2040	2041	2042	2043	2044	2045	2046	2047	2048	2049	2050	2051	2052	2053	2054	2055	2056
Масса, тыс.т	Товарная руда	27 518	200	600	1000	1500	1500	1500	1500	1500	1500	1500	1500	1500	1500	1500	1500	1500	1200	1200	1000	700	700	500	500	418
Медь	Cu (содержание %)	1,39	4,19	2,22	2,05	1,78	1,66	1,6	1,71	1,69	1,46	1,24	1,01	1	0,94	0,85	0,97	0,96	1,18	1,21	1,46	1,69	1,67	1,53	1,29	1,42
Медь	CU (тонны)	382211	8376	13311	20518	26723	24960	23978	25648	25404	21935	18609	15140	15026	14111	12820	14490	14330	14149	14504	14639	11855	11659	7625	6469	5930
Цинк	Zn (содержание %)	1,78	0,1	1,11	1,31	1,57	1,8	1,72	1,65	1,77	2,02	2	2,03	1,85	2,25	1,94	2	2,08	1,7	1,22	0,8	1,77	2,12	2,14	2,17	2,03
Цинк	ZN (тонны)	490494	199	6672	13127	23615	26944	25744	24774	26514	30266	29962	30387	27817	33819	29160	30067	31201	20342	14620	7983	12373	14853	10716	10858	8481
Золото	Au (содержание г/т)	0,39	0,25	0,36	0,38	0,4	0,4	0,39	0,36	0,36	0,43	0,45	0,45	0,42	0,45	0,42	0,4	0,38	0,34	0,2	0,24	0,36	0,47	0,49	0,5	0,48
Золото	AU (кг)	10 775	50	216	379	594	604	583	546	539	651	672	679	634	675	624	596	573	411	235	242	251	326	246	249	199
Серебро	Ag (содержание г/т)	12,12	4,5	8,78	9,83	10,71	11,85	10,8	11,03	11,26	13,25	14,35	16,38	13,61	13,69	13,61	12,77	11,89	10,88	9,76	6,93	11,26	13,25	14,35	16,16	13,61
Серебро	AG (кг)	333 591	901	5271	9831	16058	17768	16196	16539	16897	19875	21530	24563	20421	20528	20420	19151	17841	13055	11711	6926	7885	9275	7177	8082	5691
Кобальт	Co (содержание %)	0,02	0,06	0,03	0,03	0,02	0,02	0,02	0,02	0,03	0,02	0,02	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	0,02	0,02	0,03	0,03	0,02	0,02	0,01	0,01
Кобальт	ME_CO	5 024	112	176	270	322	294	308	365	393	352	281	174	153	145	131	142	133	230	292	260	184	113	94	58	43
Сера	S (содержание %)	33,86	34,9	32,8	34,6	33,8	33,1	32,7	34,7	34,8	37,4	37,4	37,6	36,1	33,1	30,1	32,0	33,0	31,5	28,0	25,4	34,8	38,0	38,4	38,5	37,2
Сера	S (тонны)	9 317 805	69848	196756	345871	506819	496287	491156	520095	522378	560608	561520	563650	541053	496709	451398	480709	494831	377996	336401	254026	243776	266231	191787	192497	155403

Таблица 4.60 – Календарь добычи по выемочным единицам

Подэтаж	Итого, т	2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039	2040	2041	2042	2043	2044	2045	2046	2047	2048	2049	2050	2051	2052	2053	2054	2055	2056
Подэтаж 59	926 313																						370 525	271 518	284 270
Подэтаж 34	1 204 652																				281 519	431 403	129 475	228 482	133 774
Подэтаж 9	671 110																			201 256	201 256	268 597			
Подэтаж -16	401 381																		140 881	186 741	73 758				
Подэтаж -41	511 962																		317 843	108 236	85 883				
Подэтаж -66	715 205															186 254	282 603	140 562	105 786						
Подэтаж -91	1 137 807															335 672	363 658	168 785	154 941	114 751					
Подэтаж -116	1 106 192														297 963	376 421	251 267	180 540							
Подэтаж -141	1 124 478									36			1 791	397 284	356 603	244 474	124 290								
Подэтаж -166	1 400 649								39 852	63 306		133 308	496 606	357 556	225 012	85 009									
Подэтаж -191	1 949 516								269 002	335 962	284 251	375 014	297 963	247 561	139 763										
Подэтаж -216	2 501 854						179 346	215 666	233 867	235 962	472 260	449 989	405 677	232 411	76 674										
Подэтаж -241	2 761 062					172 234	294 409	222 221	285 669	337 644	397 284	275 692	297 963	265 187	212 757										
Подэтаж -266	2 545 296				283 857	198 856	293 985	434 838	385 941	335 619	346 205	265 996													
Подэтаж -291	2 273 092			115 403	351 063	414 730	502 817	411 938	285 669	191 472															
Подэтаж -316	2 103 364	68 007	185 820	509 827	484 392	410 540	229 443	215 336																	
Подэтаж -341	1 605 272	131 993	414 180	374 771	380 688	303 639																			
Подэтаж -366	872 904																	212 925	286 879	315 517	57 584				
Подэтаж -391	613 164																111 424	234 571	193 671	73 498					
Подэтаж -416	448 392															20 911	214 639	212 842							
Подэтаж -441	304 012															102 118	152 119	49 775							
Подэтаж -466	181 116														31 976	149 140									
Подэтаж -491	100 912														100 912										
Подэтаж -516	45 775														45 775										
Подэтаж -541	12 564														12 564										

4.19 Рудничная вентиляция

4.19.1 Выбор и обоснование схемы проветривания

Проветривание рудника осуществляется по центрально-фланговой схеме нагнетательным способом, за счет действия главной вентиляторной установки располагаемой на промплощадке Клетевого стволов.

Подогрев воздуха, поступающего в шахту в зимний период, осуществляется калориферными установками, располагаемыми у вентиляционного канала Клетевого ствола.

Проветривание подземного рудника осуществляется следующим образом:

Свежая струя воздуха главной вентиляторной установкой через вентиляционный канал подается в Клетевой ствол, по которому подается на обрабатываемые горизонты +59 м, - 41 м, -241 м и -341 м.

На первом этапе отработки: после проветривания всех потребителей на рабочих горизонтах (в зависимости от положения горных работ) исходящая струя по блоковым восстающим и фланговым транспортным съездам перепускается на вышележащие вентиляционно сборочные горизонты, по которым перепускается к Скипо-Клетевому стволу, по которому выдается на поверхность.

На втором этапе отработки: после проветривания всех потребителей на рабочих горизонтах (в зависимости от положения горных работ) исходящая струя по блоковым восстающим и фланговым транспортным съездам перепускается на поверхность и вышележащие вентиляционно сборочные горизонты, по которым перепускается к Скипо-Клетевому стволу, по которому выдается на поверхность. Часть исходящей струи воздуха выдается по транспортным уклонам.

Проветривание тупиковых забоев осуществляется нагнетательным способом, вентиляторами местного проветривания типа ВМЭ 5, 6 (8, 10, 12 и другими аналогичными) по гибким вентиляционным трубопроводам типа Kolavent (или аналогичным).

В целях исключения замыкания вентиляционной струи «накоротко» и для регулирования распределения воздуха по забоям и выработкам устанавливаются шлюзовые вентиляционные двери, перемишки и вентиляционные паруса, устанавливаемые в соответствии со схемой вентиляции.

Выработки, не задействованные в схеме вентиляции ограждаются глухими перемишками.

Схемы проветривания представлены для I этапа чертеж 80.4.24.1.КГР-76/25-3-ПГР-ГПР, Лист 47 и для II этапа чертеж 80.4.24.1.КГР-76/25-3-ПГР-ГПР, Лист 48.

Распределение воздуха по участкам, забоям уточняется пылевентиляционной службой рудника в соответствии с фактическим положением горных работ.

4.19.2 Расчет воздуха по показателям

В соответствии с календарным графиком добычи выполнен расчет воздуха на наиболее потребный период эксплуатации (отработка запасов в этаже -240м/-140м), также выполнен дополнительный расчет потребного количества воздуха при использовании аккумуляторной или электрической техники применяемой на транспортировке горной массы.

Расчет выполнен в соответствии с требованиями [19].

Расчеты проветривания рудника на наиболее характерные периоды представлены в разделе 4.19.3 и 4.19.4.

Согласно расчету, потребное количество воздуха требуемого для проветривания рудника при транспортировке горной массы аккумуляторной техникой составляет:

1 этап - $Q=202,9 \text{ м}^3/\text{с}$, производительность главных вентиляторных установок с учетом поверхностных утечек составляет $233,3 \text{ м}^3/\text{с}$.

2 этап - $Q=208,7 \text{ м}^3/\text{с}$, производительность главных вентиляторных установок с учетом поверхностных утечек составляет $240 \text{ м}^3/\text{с}$.

4.19.3 Расчет потребного количества воздуха при использовании аккумуляторной техники – I этап

16. 1 Расход воздуха для проветривания проходческих работ

Расчет расхода воздуха по числу людей

$$Q_{\text{л}} = 0,1 \times N = 0,1 \times 8 = 0,8 \text{ м}^3/\text{с}$$

где:

N - наибольшее число людей, одновременно работающих в выработке, 8

Количество воздуха по условию разжижения газов, образующихся при взрывных работах, равняется:

Расчет воздуха для разжижения газов от взрывных работ для выработки сечением 16,2 м²

$$Q_{\text{взр}} = \frac{2,25}{1800} \times \sqrt[3]{\frac{100,0 \times 16,2^2 \times 300^2 \times 40 \times 0,8}{1,03^2}} = 5,2 \text{ м}^3/\text{с}$$

где:

- A - масса одновременно взрывающегося ВВ, 100,0 кг
 t - время проветривания, 1800 с
 S - площадь сечения тупиковой выработки (в черне), 16,2 м²
 b - газовость данного типа ВВ в пересчете на условную окись углерода, 40 л/кг
 L - длина тупиковой части выработки, 300 м
 $K_{\text{обв}}$ - коэфф. учитывающий обводненность вырабо, 0,8
 $k_{\text{ут}}$ - коэфф. утечек воздуха в трубопроводе (Ventiflex), 1,03
 Критическая длина тупикового забоя (применяется если $L_{\text{кр}} < L$)
 $L_{\text{кр}} = 1161,6 \text{ м}$

Расчет по минимальной скорости воздуха:

$$Q_{\text{мин}} = V_{\text{мин}} \times S = 0,25 \times 16,2 = 4,1 \text{ м}^3/\text{с}$$

где:

- $V_{\text{мин}}$ - минимальная скорость воздуха 0,25 м/с
 S - площадь поперечного сечения выработки (в черне), 16,2 м²

Расчет по пылевому фактору:

$$Q_{\text{сдо}} = \frac{Y \times B1}{h - h_{\text{вх}}} = \frac{17,0 \times 0,8}{4 - 0,3} = 3,7 \text{ м}^3/\text{с}$$

где:

- Y - интенсивность пылевыведения (для буровой), 3,0 мг/с
 Y - интенсивность пылевыведения (для ПДМ), 17,0 мг/с
 Y - интенсивность пылевыведения (разгрузка автосамосвала), 13,0 мг/с
 $B1$ - коэфф. обеспыливания, для сухих выработок, 0,8
 h - ПДК пыли в воздушной струе, 4,0 мг/м³
 $h_{\text{вх}}$ - концентрация пыли во входящей струе, 0,3 мг/м³

Выбор вентилятора местного проветривания

К расчету принимается гибкий трубопровод Kolavent/Ventiflex

$$d = 0,5 \text{ м} \quad L = 250 \text{ м}$$

С учетом коэффициента утечек, производительность ВМП составляет

$$Q_{\text{в.губ}} = Q_{\text{пр}} \times k_{\text{ут}} = 4,1 \times 1,03 = 4,2 \text{ м}^3/\text{с}$$

где:

- $k_{\text{ут}}$ - коэфф. утечек воздуха в гибком трубопроводе, 1,03
 Принимается согласно технических характеристик и составляет не более 1,2%/100 м

Депрессия вентилятора определяется по формуле:

$$H_{\text{в.з}} = 10,8 \times Q_{\text{в}}^2 \times R \times \psi = 10,8 \times 4,2^2 \times 12,48 \times 0,96 = 2291,1 \text{ Па}$$

где:

- R - сопротивление трубопровода, 12,5 кμ
 $R = \frac{6,5 \times \alpha \times L}{d^5} = \frac{6,5 \times 0,00024 \times 250}{0,5^5} = 12,5 \text{ кμ}$
 ψ - коэфф. учитывающий влияние утечек на сопротивление трубопровода, 0,96
 По вентиляционной характеристике сети и аэродинамической характеристике принимается
 вентилятор местного проветривания типа: ВМЭ-5

Характеристика вентилятора		ВМЭ-5
№ п/п	Характеристика	Значение
1	Диапазон статического давления, Па	600 - 2100
2	Диапазон подачи воздуха, м³/с	1,5 - 5,5
3	Мощность электропривода, кВт	13
4	Масса комплекта вентилятора, кг, не более	270
Габариты	Длина, м	0,98
	Ширина, м	0,8
	Высота, м	0,825

* - для проветривания могут применяться любые аналогичные ВМП.

ВМП должны располагаться на свежей струе воздуха на расстоянии не менее 10 м от выхода исходящей струи, а расстояние от конца нагнетательного трубопровода до забоя не должно превышать 10 м.

16. 2 Расход воздуха для проветривания горно капитальных работ

Расчет расхода воздуха по числу людей

$$Q_{\text{л}} = 0,1 \times N = 0,10 \times 8 = 0,8 \text{ м}^3/\text{с}$$

где:

N - наибольшее число людей, одновременно работающих в выработке, 8

Количество воздуха по условию разжижения газов, образующихся при взрывных работах, равняется:

Расчет воздуха для разжижения газов от взрывных работ для выработки сечением 18,2 м²

$$Q_{\text{взр}} = \frac{2,25}{1800} \times \sqrt[3]{\frac{50,0 \times 18,2^2 \times 485^2 \times 40 \times 0,8}{1,06^2}} = 6,0 \text{ м}^3/\text{с}$$

где:

- A - масса одновременно взрываемого ВВ, 50,0 кг
t - время проветривания, 1800 с
S - площадь сечения тупиковой выработки (в черне), 18,2 м²
b - газовость данного типа ВВ в пересчете на условную окись углерода, 40 л/кг
L - длина тупиковой части выработки, 500 м
K_{обв} - коэфф. учитывающий обводненность вырабо, 0,8
k_{ут} - коэфф. утечек воздуха в трубопроводе (Ventiflex), 1,06
Критическая длина тупикового забоя (применяется если L_{кр} < L)
L_{кр} = 485,5 м

Расчет по минимальной скорости воздуха:

$$Q_{\text{мин}} = V_{\text{мин}} \times S = 0,25 \times 18,2 = 4,6 \text{ м}^3/\text{с}$$

где:

- V_{мин} - минимальная скорость воздуха, 0,25 м/с
S - площадь поперечного сечения выработки (в черне), 18,2 м²

Расчет по пылевому фактору:

$$Q_{\text{сдо}} = \frac{Y \times B1}{h - h_{\text{вх}}} = \frac{17,0 \times 0,8}{4 - 0,3} = 3,7 \text{ м}^3/\text{с}$$

где:

- Y - интенсивность пылевыведения (для буровой), 3,0 мг/с
Y - интенсивность пылевыведения (для ПДМ), 17,0 мг/с
Y - интенсивность пылевыведения (разгрузка автосамосвала), 13,0 мг/с
B1 - коэфф. обеспыливания, для сухих выработок, 0,8
h - ПДК пыли в воздушной струе, 4,0 мг/м³
h_{вх} - концентрация пыли во входящей струе, 0,3 мг/м³

Выбор вентилятора местного проветривания

К расчету принимается гибкий трубопровод Kolavent/Ventiflex

d= 0,6 м L= 500 м

С учетом коэффициента утечек, производительность ВМП составляет

$$Q_{\text{в.в.б}} = Q_{\text{мин}} \times k_{\text{ут}} = 4,6 \times 1,06 = 4,9 \text{ м}^3/\text{с}$$

где:

k_{vm} - коэфф. утечек воздуха в гибком трубопроводе, 1,06
 Принимается согласно технических характеристик и составляет не более 1,2%/100 м
 Депрессия вентилятора определяется по формуле:
 $H_{в.з} = 10,8 \times Q_{г}^2 \times R \times \psi = 10,8 \times 4,9^2 \times 10,03 \times 0,93 = 2414,8 \text{ Па}$
 где:
 R - сопротивление трубопровода, 10,0 кμ
 $R = \frac{6,5 \times \alpha \times L}{d^5} = \frac{6,5 \times 0,00024 \times 500}{0,6^5} = 10,0 \text{ кμ}$
 ψ - коэфф., учитывающий влияние утечек на сопротивление трубопровода, 0,93
 α - коэфф., аэродинамического сопротивления 0,00024
 По вентиляционной характеристике сети и аэродинамической характеристике принимается ВМЭ-6
 вентилятор местного проветривания типа:

Характеристика вентилятора ВМЭ-6			
№ п/п	Характеристика	Значение	
1	Диапазон статического давления, Па	850	- 3100
2	Диапазон подачи воздуха, м³/с	2,8	- 9,2
3	Мощность электропривода, кВт	25	
4	Масса комплекта вентилятора, кг, не более	420	
Габариты	Длина, м	1,075	
	Ширина, м	0,75	
	Высота, м	0,975	

* - для проветривания могут применяться любые аналогичные ВМП.

ВМП должны располагаться на свежей струе воздуха на расстоянии не менее 10 м от выхода исходящей струи, а расстояние от конца нагнетательного трубопровода до забоя не должно превышать 10 м.

Для проветривания могут использоваться аналогичные ВМП обеспечивающие расчетные параметры.

16. 3 Очистные работы

Расчет по минимальной скорости воздуха:

$$Q_{min} = V_{min} \times S = 0,50 \times 15,7 = 7,9 \text{ м}^3/\text{с}$$

где:

V_{min} - минимальная скорость воздуха 0,50 м/с
 S - площадь поперечного сечения выработки (в черне), 15,7 м²

Расчет по пылевому фактору:

$$Q_{сдо} = \frac{Y \times B1}{h - h_{вх}} = \frac{17,0 \times 0,8}{4 - 0,3} = 3,7 \text{ м}^3/\text{с}$$

где:

Y - интенсивность пылевыведения (для буровой), 3,0 мг/с
 Y - интенсивность пылевыведения (для ПДМ), 17,0 мг/с
 Y - интенсивность пылевыведения (разгрузка автосамосвала), 13,0 мг/с
 $B1$ - коэфф. обеспыливания, для сухих выработок, 0,8
 h - ПДК пыли в воздушной струе, 4,0 мг/м³
 $h_{вх}$ - концентрация пыли во входящей струе, 0,3 мг/м³

16. 4 Расчет количества воздуха, необходимого для проветривания КСН

Технологическая камера	Коэффициент периодичности воздухообмена	Объем камеры в м³	Кол-во камер	Требуемый расход воздуха (м³/минуту)	Требуемый расход воздуха (м³/секунду)
Склад ВМ	0,07	2800	1	196	3,3
Склад ГСМ	0,33	1700	1	561,00	9,4
КОСО	0,07	10000	1	700,00	11,7

Суммарный расход воздуха для проветривания камерных выработок

$$\Sigma Q_{кам} = 24,3 \text{ м}^3/\text{с}$$

16. 5 Расчет количества воздуха, необходимого для проветривания поддерживаемых выработок

Горизонтальные выработки

Расчет по минимальной скорости воздуха:

$$Q_{min} = V_{min} \times S = 0,25 \times 17,7 = 4,4 \text{ м}^3/\text{с}$$

где:

V_{min} - минимальная скорость воздуха 0,25 м/с

S - площадь поперечного сечения выработки (в свету), 17,7 м²

Суммарный расход воздуха для проветривания поддерживаемых выработок

$$\sum Q_{под} = 4,4 \times 4 = 17,7 \text{ м}^3/\text{с}$$

16. 6 Расчет потребного количества воздуха для транспортировки руды/породы

Аккумуляторная техника

16. 7 Результаты позабойного расчета воздуха

Таблица. 16. 1 - Очистные работы

Технологические процессы	Кол-во забоев (рабочих мест)	Расход воздуха, м ³ /с		Примечание
		На забой	Всего	
- отгрузка и транспортировка руды/бурение и др. вспомогательные операции	2	7,9	15,7	Vmin
- бурение и др. вспомогательные операции	5	7,9	39,3	Vmin
Всего $\sum Q_{оч}$			55,0	

Таблица. 16. 2 - Горно-проходческие работы

Технологические процессы	Кол-во забоев	Расход воздуха, м ³ /с		Примечание
		На забой	Всего	
- отгрузка руды	2	4,2	8,4	Vmin
- бурение и др. вспомогательные операции	5	4,2	20,9	Vmin
Дополнительный расход воздуха в месте установки ВМП, 0,43Q			12,6	
Всего $\sum Q_{пгр}$			41,8	

Таблица. 16. 3 - Горно капитальные работы

Технологические процессы	Кол-во забоев	Расход воздуха, м ³ /с		Примечание
		На забой	Всего	
- отгрузка руды/бурение и др. вспомогательные операции	2	4,8	9,7	Vmin
- бурение и др. вспомогательные операции	2	4,8	9,7	Vmin
Всего $\sum Q_{гкр}$	2		19,4	

16. 8 Суммарный расчет воздуха, необходимого для проветривания рудника

$$Q_p = k_p \times (k_z \times \sum Q_{оч} + \sum Q_{пгр} + \sum Q_{кам} + \sum Q_{под} + \sum Q_{гкр} + \sum Q_{тр})$$

$$Q_p = 1,20 \times (1,20 \times 55,0 + 41,8 + 24,3 + 17,7 + 19,4 + 0,0)$$

$$Q_p = 202,9 \text{ м}^3/\text{с}$$

где:

k_p - коэфф., учитывающий неравномерность распределения воздуха, при трёх и более горизонтах, принимается равным 1,2

k_z - коэфф. запаса, принимаемый при использовании системы разработки с закладкой выработанного пространства 1,2

$\Sigma Q_{оч}$	-	сумма количества воздуха для проветривания очистных работ,	55,0 м³/с
$\Sigma Q_{пир}$	-	сумма количества воздуха для проветривания подготовительно-нарезных работ,	41,8 м³/с
$\Sigma Q_{зкр}$	-	сумма количества воздуха для проветривания горно-капитальных выработок,	19,4 м³/с
$\Sigma Q_{под}$	-	сумма количества воздуха для проветривания поддерживаемых выработок,	17,7 м³/с
$\Sigma Q_{тр}$	-	сумма количества воздуха для проветривания выработок при транспортировке пыли/попелы.	0,0 м³/с
$\Sigma Q_{кам}$	-	сумма количеств воздуха для проветривания камерных выработок,	24,3 м³/с

16. 9 Расчет производительности главных вентиляторных установок

$$Q_в = Q_p \times k_в = 202,9 \times 1,2 = 233,3 \text{ м}^3/\text{с}$$

где:

$k_в$ - коэфф., учитывающий внешние утечки воздуха при установке ГВУ у КС; 1,15

4.19.4 Расчет потребного количества воздуха при использовании аккумуляторной техники – II этап

16. 10 Расход воздуха для проветривания проходческих работ

Расчет расхода воздуха по числу людей

$$Q_{\text{л}} = 0,1 \times N = 0,1 \times 8 = 0,8 \text{ м}^3/\text{с}$$

где:

N – наибольшее число людей, одновременно работающих в выработке, 8

Количество воздуха по условию разжижения газов, образующихся при взрывных работах, равняется:

Расчет воздуха для разжижения газов от взрывных работ для выработки сечением 16,2 м²

$$Q_{\text{взр}} = \frac{2,25}{1800} \times \sqrt[3]{\frac{100,0 \times 16,2^2 \times 300^2 \times 40 \times 0,8}{1,03^2}} = 5,2 \text{ м}^3/\text{с}$$

где:

A – масса одновременно взрывающегося ВВ, 100,0 кг
 t – время проветривания, 1800 с
 S – площадь сечения тупиковой выработки (в черне), 16,2 м²
 b – газовость данного типа ВВ в пересчете на условную окись углерода, 40 л/кг
 L – длина тупиковой части выработки, 300 м
 $K_{\text{обв}}$ – коэфф. учитывающий обводненность вырабо, 0,8
 $k_{\text{ут}}$ – коэфф. утечек воздуха в трубопроводе (Ventiflex), 1,03
 Критическая длина тупикового забоя (применяется если $L_{\text{кр}} < L$)
 $L_{\text{кр}} = 1161,6 \text{ м}$

Расчет по минимальной скорости воздуха:

$$Q_{\text{мин}} = V_{\text{мин}} \times S = 0,25 \times 16,2 = 4,1 \text{ м}^3/\text{с}$$

где:

$V_{\text{мин}}$ – минимальная скорость воздуха 0,25 м/с
 S – площадь поперечного сечения выработки (в черне), 16,2 м²

Расчет по пылевому фактору:

$$Q_{\text{сдо}} = \frac{Y \times B1}{h - h_{\text{вх}}} = \frac{17,0 \times 0,8}{4 - 0,3} = 3,7 \text{ м}^3/\text{с}$$

где:

Y – интенсивность пылевыделения (для буровой), 3,0 мг/с
 Y – интенсивность пылевыделения (для ПДМ), 17,0 мг/с
 Y – интенсивность пылевыделения (разгрузка автосамосвала), 13,0 мг/с
 $B1$ – коэфф. обеспыливания, для сухих выработок, 0,8
 h – ПДК пыли в воздушной струе, 4,0 мг/м³
 $h_{\text{вх}}$ – концентрация пыли во входящей струе, 0,3 мг/м³

Выбор вентилятора местного проветривания

К расчету принимается гибкий трубопровод Kolavent/Ventiflex

$d = 0,5 \text{ м}$ $L = 250 \text{ м}$

С учетом коэффициента утечек, производительность ВМП составляет

$$Q_{\text{в.гиб}} = Q_{\text{пр}} \times k_{\text{ут}} = 4,1 \times 1,03 = 4,2 \text{ м}^3/\text{с}$$

где:

$k_{\text{ут}}$ – коэфф. утечек воздуха в гибком трубопроводе, 1,03
 Принимается согласно технических характеристик и составляет не более 1,2%/100 м

Депрессия вентилятора определяется по формуле:

$$H_{\text{в.г}} = 10,8 \times Q_{\text{г}}^2 \times R \times \psi = 10,8 \times 4,2^2 \times 12,48 \times 0,96 = 2291,1 \text{ Па}$$

где:

R – сопротивление трубопровода, 12,5 кμ
 $R = \frac{6,5 \times \alpha \times L}{d^5} = \frac{6,5 \times 0,00024 \times 250}{0,5^5} = 12,5 \text{ кμ}$
 ψ – коэфф., учитывающий влияние утечек на сопротивление трубопровода, 0,96
 По вентиляционной характеристике сети и аэродинамической характеристике принимается ВМЭ-5
 вентилятор местного проветривания типа:

Характеристика вентилятора		ВМЭ-5
№ п/п	Характеристика	Значение
1	Диапазон статического давления, Па	600 - 2100
2	Диапазон подачи воздуха, м³/с	1,5 - 5,5
3	Мощность электропривода, кВт	13
4	Масса комплекта вентилятора, кг, не более	270
Габариты	Длина, м	0,98
	Ширина, м	0,8
	Высота, м	0,825

* - для проветривания могут применяться любые аналогичные ВМП.

ВМП должны располагаться на свежей струе воздуха на расстоянии не менее 10 м от выхода исходящей струи, а расстояние от конца нагнетательного трубопровода до забоя не должно превышать 10 м.

16. 11 Расход воздуха для проветривания горно капитальных работ

Расчет расхода воздуха по числу людей

$$Q_{\text{л}} = 0,1 \times N = 0,10 \times 8 = 0,8 \text{ м}^3/\text{с}$$

где:

N - наибольшее число людей, одновременно работающих в выработке, 8

Количество воздуха по условию разжижения газов, образующихся при взрывных работах, равняется:

Расчет воздуха для разжижения газов от взрывных работ для выработки сечением 18,2 м²

$$Q_{\text{взр}} = \frac{2,25}{1800} \times \sqrt[3]{\frac{50,0 \times 18,2^2 \times 485^2 \times 40 \times 0,8}{1,06^2}} = 6,0 \text{ м}^3/\text{с}$$

где:

- A - масса одновременно взрываемого ВВ, 50,0 кг
 t - время проветривания, 1800 с
 S - площадь сечения тупиковой выработки (в черне), 18,2 м²
 b - газовость данного типа ВВ в пересчете на условную окись углерода, 40 л/кг
 L - длина тупиковой части выработки, 500 м
 $K_{\text{обв}}$ - коэфф. учитывающий обводненность вырабо, 0,8
 $k_{\text{ут}}$ - коэфф. утечек воздуха в трубопроводе (Ventiflex), 1,06
Критическая длина тупикового забоя (применяется если $L_{\text{кр}} < L$)
 $L_{\text{кр}} = 485,5 \text{ м}$

Расчет по минимальной скорости воздуха:

$$Q_{\text{min}} = V_{\text{min}} \times S = 0,25 \times 18,2 = 4,6 \text{ м}^3/\text{с}$$

где:

- V_{min} - минимальная скорость воздуха 0,25 м/с
 S - площадь поперечного сечения выработки (в черне), 18,2 м²

Расчет по пылевому фактору:

$$Q_{\text{сдо}} = \frac{Y \times B1}{h - h_{\text{вх}}} = \frac{17,0 \times 0,8}{4 - 0,3} = 3,7 \text{ м}^3/\text{с}$$

где:

- Y - интенсивность пылевыведения (для буровой), 3,0 мг/с
 Y - интенсивность пылевыведения (для ПДМ), 17,0 мг/с
 Y - интенсивность пылевыведения (разгрузка автосамосвала), 13,0 мг/с
 $B1$ - коэфф. обеспыливания, для сухих выработок, 0,8
 h - ПДК пыли в воздушной струе, 4,0 мг/м³
 $h_{\text{вх}}$ - концентрация пыли во входящей струе, 0,3 мг/м³

Выбор вентилятора местного проветривания

К расчету принимается гибкий трубопровод Kolavent/Ventiflex

$d = 0,6 \text{ м}$ $L = 500 \text{ м}$

С учетом коэффициента утечек, производительность ВМП составляет

$$Q_{\text{в.губ}} = Q_{\text{min}} \times k_{\text{ут}} = 4,6 \times 1,06 = 4,9 \text{ м}^3/\text{с}$$

где:

k_{vm} - коэфф. утечек воздуха в гибком трубопроводе, 1,06
 Принимается согласно технических характеристик и составляет не более 1,2%/100 м
 Депрессия вентилятора определяется по формуле:
 $H_{в.з} = 10,8 \times Q_{г}^2 \times R \times \psi = 10,8 \times 4,9^2 \times 10,03 \times 0,93 = 2414,8 \text{ Па}$
 где:
 R - сопротивление трубопровода, 10,0 кμ
 $R = \frac{6,5 \times \alpha \times L}{d^5} = \frac{6,5 \times 0,00024 \times 500}{0,6^5} = 10,0 \text{ кμ}$
 ψ - коэфф., учитывающий влияние утечек на сопротивление трубопровода, 0,93
 α - коэфф., аэродинамического сопротивления 0,00024
 По вентиляционной характеристике сети и аэродинамической характеристике принимается ВМЭ-6
 вентилятор местного проветривания типа:

Характеристика вентилятора ВМЭ-6		
№ п/п	Характеристика	Значение
1	Диапазон статического давления, Па	850 - 3100
2	Диапазон подачи воздуха, м³/с	2,8 - 9,2
3	Мощность электропривода, кВт	25
4	Масса комплекта вентилятора, кг, не более	420
Габариты	Длина, м	1,075
	Ширина, м	0,75
	Высота, м	0,975

* - для проветривания могут применяться любые аналогичные ВМП.

ВМП должны располагаться на свежей струе воздуха на расстоянии не менее 10 м от выхода исходящей струи, а расстояние от конца нагнетательного трубопровода до забоя не должно превышать 10 м.

Для проветривания могут использоваться аналогичные ВМП обеспечивающие расчетные параметры.

16. 12 Очистные работы

Расчет по минимальной скорости воздуха:

$$Q_{min} = V_{min} \times S = 0,50 \times 15,7 = 7,9 \text{ м}^3/\text{с}$$

где:

V_{min} - минимальная скорость воздуха 0,50 м/с
 S - площадь поперечного сечения выработки (в черне), 15,7 м²

Расчет по пылевому фактору:

$$Q_{сдо} = \frac{Y \times Bl}{h - h_{вх}} = \frac{17,0 \times 0,8}{4 - 0,3} = 3,7 \text{ м}^3/\text{с}$$

где:

Y - интенсивность пылевыведения (для буровой), 3,0 мг/с
 Y - интенсивность пылевыведения (для ПДМ), 17,0 мг/с
 Y - интенсивность пылевыведения (разгрузка автосамосвала), 13,0 мг/с
 Bl - коэфф. обеспыливания, для сухих выработок, 0,8
 h - ПДК пыли в воздушной струе, 4,0 мг/м³
 $h_{вх}$ - концентрация пыли во входящей струе, 0,3 мг/м³

16. 13 Расчет количества воздуха, необходимого для проветривания КСН

Технологическая камера	Коэффициент периодичности воздухообмена	Объем камеры в м³	Кол-во камер	Требуемый расход воздуха (м³/минуту)	Требуемый расход воздуха (м³/секунду)
Склад ВМ	0,07	2800	1	196	3,3
Склад ГСМ	0,33	1700	1	561,00	9,4
КОСО	0,07	10000	1	700,00	11,7

Суммарный расход воздуха для проветривания камерных выработок

$$\Sigma Q_{кам} = 24,3 \text{ м}^3/\text{с}$$

16. 14 Расчет количества воздуха, необходимого для проветривания поддерживаемых выработок

Горизонтальные выработки

Расчет по минимальной скорости воздуха:

$$Q_{min} = V_{min} \times S = 0,25 \times 17,7 = 4,4 \text{ м}^3/\text{с}$$

где:

V_{min} - минимальная скорость воздуха 0,25 м/с

S - площадь поперечного сечения выработки (в свету), 17,7 м²

Суммарный расход воздуха для проветривания поддерживаемых выработок

$$\sum Q_{под} = 4,4 \times 4 = 17,7 \text{ м}^3/\text{с}$$

16. 15 Расчет потребного количества воздуха для транспортировки руды/породы

Аккумуляторная техника

16. 16 Результаты позабойного расчета воздуха

Таблица. 16. 4 - Очистные работы

Технологические процессы	Кол-во забоев (рабочих мест)	Расход воздуха, м ³ /с		Примечание
		На забой	Всего	
- отгрузка руды	2	7,9	15,7	V _{min}
- бурение и др. вспомогательные операции	5	7,9	39,3	V _{min}
Всего $\sum Q_{оч}$			55,0	

Таблица. 16. 5 - Горно-проходческие работы

Технологические процессы	Кол-во забоев	Расход воздуха, м ³ /с		Примечание
		На забой	Всего	
- отгрузка породы	2	4,2	8,4	V _{min}
- бурение и др. вспомогательные операции	5	4,2	20,9	V _{min}
Дополнительный расход воздуха в месте установки ВМП, 0,43Q			12,6	
Всего $\sum Q_{пгр}$			41,8	

Таблица. 16. 6 - Горно капитальные работы

Технологические процессы	Кол-во забоев	Расход воздуха, м ³ /с		Примечание
		На забой	Всего	
- отгрузка породы	2	4,8	9,7	V _{min}
- бурение и др. вспомогательные операции	3	4,8	14,5	V _{min}
Всего $\sum Q_{гкр}$	2		24,2	

16. 17 Суммарный расчет воздуха, необходимого для проветривания рудника

$$Q_p = k_p \times (k_z \times \sum Q_{оч} + \sum Q_{пгр} + \sum Q_{кам} + \sum Q_{под} + \sum Q_{гкр} + \sum Q_{тр})$$

$$Q_p = 1,20 \times (1,20 \times 55,0 + 41,8 + 24,3 + 17,7 + 24,2 + 0,0)$$

$$Q_p = 208,7 \text{ м}^3/\text{с}$$

где:

k_p - коэфф., учитывающий неравномерность распределения воздуха, при трёх и более горизонтах, принимается равным 1,2

k_z - коэфф. запаса, принимаемый при использовании системы разработки с закладкой выработанного пространства 1,2

$\Sigma Q_{оч}$	-	сумма количества воздуха для проветривания очистных работ,	55,0 м³/с
$\Sigma Q_{нпр}$	-	сумма количества воздуха для проветривания подготовительно-нарезных работ,	41,8 м³/с
$\Sigma Q_{зкр}$	-	сумма количества воздуха для проветривания горно-капитальных выработок,	24,2 м³/с
$\Sigma Q_{под}$	-	сумма количества воздуха для проветривания поддерживаемых выработок,	17,7 м³/с
$\Sigma Q_{тр}$	-	сумма количества воздуха для проветривания выработок при транспортировке пульпы/попелы.	0,0 м³/с
$\Sigma Q_{кам}$	-	сумма количеств воздуха для проветривания камерных выработок,	24,3 м³/с

16. 18 Расчет производительности главных вентиляторных установок

$$Q_6 = Q_p \times k_6 = 208,7 \times 1,2 = 240,0 \text{ м}^3/\text{с}$$

где:

k_6 - коэфф., учитывающий внешние утечки воздуха при установке ГВУ у КС; 1,15

4.19.5 Моделирование вентиляционной сети

Для определения депрессии сети горных выработок и выбора главной вентиляторной установки в программном комплексе Ventsim по всем рассматриваемым вариантам разработаны модели проветривания.

Дополнительно выполнено моделирование вентиляционной сети рудника с использованием аккумуляторного оборудования.

Выполненные модели проветривания представлены в исходных файлах в формате *.vsm.

Согласно математическому моделированию воздухораспределения по сети горных выработок, режим работы ГВУ составляет:

I этап отработки: $Q=233,3 \text{ м}^3/\text{с}$, $H=3992 \text{ Па}$

II этап отработки: $Q=240 \text{ м}^3/\text{с}$, $H=1930 \text{ Па}$

Расчет депрессии представлен на расчетных схемах проветривания на рисунке 4.19.

4.19.6 Выбор вентиляторов главного проветривания

Вентиляторная установка, принимаемая в проекте, должна обеспечить необходимую производительность и депрессию для всего срока эксплуатации рудника.

Проветривание рудника планируется осуществляться за счет действия следующих типов ГВУ:

I этап отработки: $Q=233,3 \text{ м}^3/\text{с}$, $H=3992 \text{ Па}$, проветривание планируется осуществляться вентиляторной установкой типа Zitron ZVN 1-32-1500/8.

II этап отработки: $Q=240 \text{ м}^3/\text{с}$, $H=2013,7 \text{ Па}$, проветривание планируется осуществляться вентиляторной установкой типа Zitron ZVN 1-32-1500/8.

Регулирование режима работы вентилятора осуществляется путем поворота лопаток рабочего колеса при остановленном вентиляторе или на ходу, при помощи направляющего аппарата, а также частотным регулированием.

Реверсирование воздушной струи осуществляется изменением направления вращения ротора вентилятора, обеспечивая подачу по главным выработкам не менее 60% воздуха в направлении, обратном проходящему при нормальном режиме.

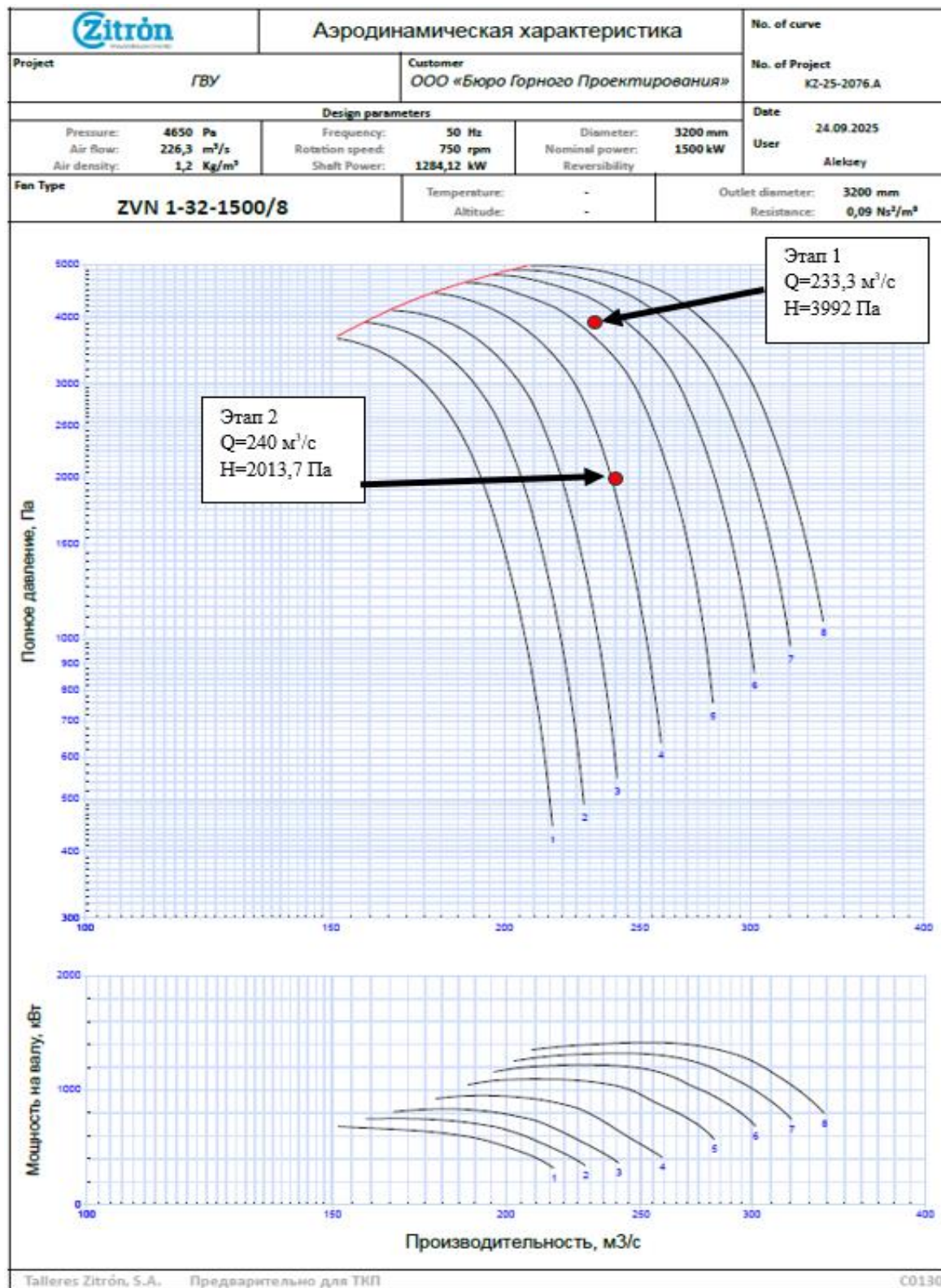


Рисунок 4.19 - Аэродинамическая характеристика вентилятора Zitron ZVN 1-32-1500/8

4.20 Механизированный подъем. Запасные выходы

Спуск людей под землю производится по Клетевому стволу.

Для перевозки людей по транспортным выработкам на участки очистных и горнопроходческих работ используются специализированный автомобильный транспорт. Работники доставляются до мест производства работ.

Для перемещения инженерно-технического состава предусматривается использование автомобилей типа УАЗ. Во время работы I ПК общерудничным аварийным запасным выходом является Клетевая и Скипо-Клетевая ствола, аварийными выходами с рабочих подэтажей являются автоуклоны № 1-3.

Во время работы II ПК общерудничными аварийными запасными выходами являются: Клетевая, Скипо-Клетевая ствола, автоуклоны № 1 и № 3 (имеющие непосредственный выход на поверхность в чашу карьера, отм. +125,0 м). Аварийными выходами с рабочих подэтажей являются автоуклоны № 1-3.

В течение смены на нижних отметках автоуклонов № 1 и № 3 располагаются специализированные машины для перевозки людей.

4.21 Закладка выработанного пространства

4.21.1 Общие сведения

Ведение работ с закладкой выработанного пространства обеспечивает:

- извлечение полезного ископаемого с минимальными потерями;
- достижение безопасного способа управления горным давлением;
- предотвращение разрыва сплошности налегающих толщ горного массива.

Технология закладки пустот и формирование закладочного массива должна производиться в соответствии с «Регламентом технологических производственных процессов при ведении закладочных работ на руднике».

В зависимости от порядка выемки камер перед подачей закладки производятся подготовительные работы: зачистка почвы слоя, установка закладочных перемычек и т.д.

В локальных проектах на ведение горных работ, предусматривающих обнажение закладочного массива должны быть предусмотрены работы по оценке его устойчивого состояния.

В качестве критериев оценки устойчивого состояния закладочного массива, обнажаемого в боку или кровле выработки, принимается расчетно-фактическая или фактическая прочность закладки, которая должна быть не ниже нормативной.

Нормативная прочность закладки при камерных системах разработки, при условии исключения доступа людей в очистное пространство принимается в зависимости от вида обнажений и их геометрических параметров.

Прочность закладочного массива, не соприкасающегося с рудными элементами и не обнажаемого в последующем, не нормируется. Составы закладки для таких пустот

выбираются по технологическим возможностям закладочного комплекса (наличия материалов, условий транспортабельности). Так же возможно в качестве закладки использовать пустую породу от горнопроходческих. Процентное соотношение сухой закладки (пустой породы) и закладочной смеси определяется расчётом и зависит от местоположения камеры

4.21.2 Поверхностное закладочное хозяйство

Для приготовления бетонозакладочной смеси на промплощадке в центральной части месторождения предусматривается строительство бетонозакладочного комплекса.

Бетонозакладочный комплекс предназначен для приема и хранения инертных материалов, цемента, приготовления бетонной закладочной смеси и подачи ее в шахту.

Годовая потребность в закладочных материалах и закладке определена технологической частью и составляет 400 тыс. м³/год.

В состав закладочного комплекса включены:

- бетоносмесительный участок;
- склад цемента;
- склад инертных материалов.

4.21.3 Транспорт закладочной смеси

1 Пусковой комплекс. В районе БЗК бурятся три технологические скважины (две рабочих, одна резервная) диаметром 250 мм, в которых проложены обсадные трубы 245х10- Д, в обсадных трубах прокладываются бетонозакладочные трубопроводы 127х10 мм для подачи закладочной смеси на квершлаг горизонта - 141 м, по которому прокладываются закладочные трубопроводы 108х10 мм.

2 Пусковой комплекс. На квершлаг + 59 горизонта, проходиться камера приёма закладочных скважин, пересекаются действующие скважины, обустраивается узел приёма закладочной смеси и далее по бетонозакладочным трубопроводам, закладка подается к месту ведения работ.

Закладочная смесь по скважинам диаметром 250 мм, пробуренным с поверхности, поступает в пункт приёма закладки на горизонте - 141 м, далее из камеры перепуска по бетоноводам, доставляется на - 241. По квершлагоу и далее по штрекам закладочная смесь доставляется к вертикальным и наклонным скважинам, пробуренным на подэтажи - 316, - 291, - 266 и подаётся непосредственно в отработанные камеры.

Поскольку планируется восходящая выемка с горизонта - 341 м с подъёмом горных работ до предохранительного подкарьерного целика, закладочные горизонты с которых подавалась ранее закладка в очистные камеры при подъёме горных работ, будут переоборудоваться в откаточные и по ним будет вестись откатка горной массы к стволам.

4.21.4 Расчет объемов закладочной смеси

Годовая потребность в закладочной смеси определяется исходя из плана по добыче рудника на расчетный год, количества и объемов закладываемых пустот. При этом, в зависимости от требуемой прочности закладочной смеси и набора компонентов, определяется рецептура смеси и ее марочность, что в свою очередь определяет различные объемы составляющих закладочную смесь ингредиентов.

Объем образуемых пустот определяется на основании объемов добычи товарной руды. При этом, товарная руда включает в себя материалы с различной объемной массой – руду и разубоживающую массу, состоящую из пустой породы и закладочного бетона.

При расчете объемов пустот, для каждой технологической единицы определены объемы балансовой руды, породы и закладочного бетона в границах камеры, на основании чего выполнен расчет суммарного объема добываемой руды, а вместе с ней породы и закладочного бетона.

Годовой объем закладочной смеси может быть вычислен по формуле:

$$1500/4,2 \times 1,1 = 393 \text{ тыс.}$$

где: 1500 – годовая производительность рудника тыс. тонн;

4,2 – плотность извлечённой горной массы т/м³.

1,1 – поправочный коэффициент, учитывающий потери закладочной смеси (плановая и аварийная очистка трубопроводов и ее усадку, следствие водопотерь и уплотнения);

По предварительному расчету объем закладочной смеси составит 393 000 м³ в год. Принимаем 400 000 м³.

4.22 Подземный транспорт

4.22.1 Основные положения

Для бурения шпуров и скважин используются установки с гидравлическими перфораторами с кассетными системами, механизмирующими процесс наращивания и разборки бурового става, системой автоматического управления режимом бурения, приборами ориентации и контроля углов бурения.

Оборудование, в зависимости от типа технологического процесса делится на основное и вспомогательное. К основному оборудованию относятся ПДМ, шахтные автосамосвалы (ШАС), самоходные буровые установки (СБУ), занятые на основных технологических процессах – бурение очистных скважин, бурение проходческих шпуров, отгрузка горной массы из очистных и проходческих забоев, транспортирование горной массы. К вспомогательному оборудованию (ВСО) относятся анкероустановщики, машины для оборки кровли, транспортировки людей и материалов, вспомогательные ПДМ, занятые на вспомогательных технологических процессах.

Выбор комплекта основного технологического оборудования определяется:

- условиями обеспечения заданной производительности при выполнении как основных, так и вспомогательных процессов;
- степенью надежности;
- условиями применения конкретного оборудования;
- стоимостью закупа и обслуживания;
- соблюдением допустимого уровня влияния на окружающую среду.

В рамках ПГР определён тип и комплект необходимого самоходного оборудования в зависимости от выполняемого технологического процесса, определена производительность штатной единицы оборудования, выполнен расчет необходимого списочного количества единиц самоходного горного оборудования.

Состав оборудования для проходки горных выработок и очистных работ определяется из условий обеспечения производительности фронта работ и соответствия применяемым технологическим процессам с учетом параметров горных выработок.

4.22.2 Расчет производительности и потребного количества СДО

Необходимое количество основных технологических машин (СБУ, ПДМ, ШАС и САУ) в работе определяется исходя из расчетной производительности комплексов самоходных машин с учетом ее снижения из-за неравномерности горных работ, приведения забоев в неудароопасное состояние, нарушений цикличности в связи с ограничениями режима ведения взрывных работ.

Для каждой единицы основного оборудования получена его эксплуатационная производительность на основании технических характеристик, нормативных простоев и условий ведения работ. Производительность основного оборудования приведена в таблицах - 4.61 - 4.65. Расчёт количества ШАС в зависимости от длины транспортировки приведён в таблицах 4.66, 4.67.

Таблица 4.61 – СБУ на очистных работах

Расчет производительности и количества СБУ на очистных работах			
Наименование показателей	Обозначение	Ед.изм.	Simba E70 S-1/ Simba 1254
Коэффициент крепости	f	-	7
Годовая производительность	W _{год}	тыс.т	1 376
Мощность молотка	W	кВт	18
Диаметр буровой коронки	d _{скв}	мм	89
Длина скважины	l _{скв}	м	13
Коэффициент на сложные горно-геологические условия	K _{ГГУ}	ед	0,80
Чистая скорость бурения	V _{скв_бур}	м/мин	0,68
Время на манипуляции и прицеливание	t _{ман}	мин	2,00

Расчет производительности и количества СБУ на очистных работах			
Наименование показателей	Обозначение	Ед.изм.	Simba E70 S-1/ Simba 1254
Время на забуривание	$t_{заб}$	мин	2,00
Время на наращивание става	$t_{нар}$	мин	0,50
Время на разбор става	$t_{разб}$	мин	0,50
Длина штанги	$l_{шт}$	м	1,00
Количество манипуляторов	N	ед	1
Штанг на скважину расчет	$N_{шт}$	ед	13
Коэффициент изменения скорости от глубины	$K_{гл}$	ед	0,9
Время бурения скважины	$t_{скв}$	мин	43,3
Продолжительность смены	$T_{см}^{СБУ}$	час	7
Время на подготовительно-заключительные операции, ЕТО и обслуживание раб.места	$T_{пм}^{СБУ}$	мин	90
Оперативное время в смену	$T_{см}^{СБУ}$	мин	330
Количество скважин	$N_{скв}$	ед/см	7,6
Рабочих смен в году	$N_{см}$	смен	1095
Часовая производительность	$A_{час}^{СБУ\_скв}$	м/час	13,6
Сменная производительность	$A_{см}^{СБУ\_скв}$	м/см	95,3
Годовая производительность	$A_{г}^{СБУ\_скв}$	м/год	104392,4
Выход руды с 1м скважины	V_p	м ³ /м	1,7
Выход руды с 1м скважины	V_p	т/м	7,10
Годовая производительность СБУ	$A_{г}^{СБУ\_скв}$	т/год	740 664,1
Годовая производительность СБУ	$A_{г}^{СБУ\_скв}$	м ³ /год	172 247,5
Явочное количество СБУ	$N_{я}$	шт.	2
Списочное количество СБУ	N_c	шт.	3
Коэффициент резерва	$k_{рез}$		1,3
Тип двигателя			дизельный
Мощность двигателя, кВт			186
Суммарная мощность, кВт			372

Таблица 4.62 – СБУ на проходческие работы

Расчет производительности СБУ на проходческих работах			
Наименование показателей	Обозначение	Ед.изм.	Boomer S2
Коэффициент крепости пород	f	-	15
Годовая производительность	$W_{год}$	тыс.м ³	246
Мощность молотка	W	кВт	18
Диаметр бур.коронки	d_k	мм	43

Расчет производительности СБУ на проходческих работах			
Наименование показателей	Обозначение	Ед.изм.	Boomer S2
Длина шпура	$l_{шп}$	м	4
Коэффициент снижения скорости на бурение в кровлю и бока	$K_{кр}$	ед	1,0
Чистая скорость бурения	$V_{шп\_бур}$	м/мин	1,4
Чистое время бурения одного шпура	t_1	мин	2,8
Время на манипуляции и прицеливание	$t_{ман}$	мин	2,5
Время на забуривание	$t_{заб}$	мин	1,0
Время бурения шпура	$t_{шп}$	мин	6,3
Количество манипуляторов	N	ед	2
Коэф. совмещения буровых манипуляторов	K_m	ед	0,88
Среднее количество шпуров на забой	$N_{шп\_пасп}$	ед	40
Время обуривания забоя	$T_{заб}$	мин	285,5
Продолжительность смены	$T_{см}^{СБУ}$	час	7
Время на подготовительно-заключительные операции, ЕТО и обслуживание раб.места	$T_{пз}^{СБУ}$	мин	90
Оперативное время в смену	$T_{оп}^{СБУ}$	мин	330
Количество шпуров за смену	$N_{шп1}$	шп/смену	52,5
Количество забоев за смену	$N_{заб}$	ед	1,2
Рабочих смен в году	$N_{см}$	смен	1095
Часовая производительность	$A_{час}^{СБУ\_шп}$	м/час	26,4
Сменная производительность	$A_{см}^{СБУ\_шп}$	м/см	184,9
Годовая производительность	$A_{г}^{СБУ\_шп}$	м/год	202 503,23
Выход горной массы с 1м шпура	V_p	м ³ /м	0,4
Годовая производительность	$A_{г}^{СБУ\_шп}$	м ³ /год	70 876,13
Явочное количество СБУ	$N_{я}$	шт.	4
Списочное количество СБУ	$N_{с}$	шт.	6
Коэффициент резерва	$k_{рез}$		1,3

Таблица 4.63 – ПДМ на очистных работах

Наименование показателей	Усл. обознач.	Ед. изм.	Значение
Оборудование (ПДМ)			ST 14 SG
Вместимость ковша	V_k	м ³	5,0
Грузоподъемность машины		т	14,0
Коэф. наполнения ковша	$k_{н.к}$		0,95
Годовая производительность	$W_{год}$	тыс.т	1 376
Плотность руды	γ_p	т/м ³	4,3

Наименование показателей	Усл. обознач.	Ед. изм.	Значение
Оборудование (ПДМ)			ST 14 SG
Коэф. разрыхления	k_p		1,6
Плотность породы (насыпная)	γ_{pn}	т/м ³	2,5
Масса перевозимого груза	$m_{гр}$	тонн	12,1
Продолжительность цикла	$t_{ц}$	мин	6,0
Время наполнения ковша	t_n	мин	0,7
Коэф. учитывающ. выход негабарита	$k_{нг}$		1,0
Время разгрузки ковша	$t_{разГ}$	мин	0,6
Коэф. учитыв маневры при разгрузке	k_m		1,2
Коэф. неравномерности движения	k_d		1,1
Время движения груженой	$t_{дв гр}$	мин	2,3
Время движения порожня	$t_{дв пор}$	мин	2,0
Длина доставки	L	м	300
Скорость движения груженой машины	$V_{гр}$	км/ч	8,0
Скорость движения порожней машины	$V_{пор}$	км/ч	9,0
Средний коэф использования грузоподъемности машины	k_g		1,0
Время подготовительно-заключительных операций	$T_{п.з.}$	час	1,7
Прием смены, осмотр и опробывание машины, подгон машины в забой	$t_{пр}$	мин.	8,0
Осмотр и приведение рабочего места в безопасное состояние	$t_{ос}$	мин.	5,0
Отгон машины, очистка от пыли, сдача смены	$t_{от}$	мин.	12,0
Заправка машины, чистка, смазка, устранение мелких неисправностей	$t_{зап}$	мин.	25,0
Норматив времени на отдых	$t_{норм}$	мин.	50,0
Время смены	$T_{см}$	час	7
Время работы чистое	$T_{чист.раб.}$	мин.	320,0
Техническая производительность	$Q_{тех}$	т/час	121,6
Эксплуатационная производительность	$Q_{эспл}$	т/см	648,6
Кол-во смен в сутках	$N_{см}$		3
Кол-во рабочих дней	$N_{раб.дн}$		365
Эксплуатационная производительность	$Q_{эспл}$	т/год	710 218,6
Эксплуатационная производительность	$Q_{эспл}$	м ³ /год	165 167,1
Эксплуатационная производительность (через количество)	$Q_{эспл}$	т/год	688 104,9
Явочное количество ПДМ	$N_{я}$	шт.	2
Списочное количество ПДМ	N_c	шт.	3
Коэффициент резерва	$k_{рез}$		1,3

Наименование показателей	Усл. обознач.	Ед. изм.	Значение
Оборудование (ПДМ)			ST 14 SG
Тип двигателя			электрический
Мощность двигателя, кВт			350
Суммарная мощность, кВт			700

Таблица 4.64 – ПДМ на проходческих работах

Наименование показателей	Обозначение	Ед. изм.	Значение
Оборудование (ПДМ)			ST 1030
Вместимость ковша	V_k	м ³	3,6
Грузоподъемность машины		т	10,0
Коэф. наполнения ковша	$k_{н.к}$		0,90
Годовая производительность	$W_{год}$	тыс.м ³	147
Плотность породы	γ_p	т/м ³	2,77
Коэф. разрыхления	k_p		1,6
Плотность породы (насыпная)	γ_{pn}	т/м ³	1,7
Масса перевозимого груза	$m_{гр}$	тонн	5,6
Продолжительность цикла	$t_{ц}$	мин	8,4
Время наполнения ковша	t_n	мин	0,7
Коэф. учитывающ. выход негабарита	$k_{нг}$		1,0
Время разгрузки ковша	$t_{разг}$	мин	0,6
Коэф. учитыв маневры при разгрузке	k_m		1,2
Коэф. неравномерности движения	k_d		1,1
Время движения груженой	$t_{дв гр}$	мин	3,5
Время движения порожня	$t_{дв пор}$	мин	3,0
Длина доставки	L	м	350
Скорость движения груженой машины	$V_{гр}$	км/ч	6,0
Скорость движения порожней машины	$V_{пор}$	км/ч	7,0
Средний коэф использования грузоподъемности машины	k_g		1,0
Время подготовительно-заключительных операций	$T_{п.з.}$	час	1,7
Прием смены, осмотр и опробывание машины, подгон машины в забой	$t_{пр}$	мин.	8,0
Осмотр и приведение рабочего места в безопасное состояние	$t_{ос}$	мин.	5,0
Отгон машины, очистка от пыли, сдача смены	$t_{от}$	мин.	12,0
Заправка машины, чистка, смазка, устранение мелких неисправностей	$t_{зап}$	мин.	25,0
Норматив времени на отдых	$t_{норм}$	мин.	50,0
Время смены	$T_{см}$	час	7

Наименование показателей	Обозначение	Ед. изм.	Значение
Оборудование (ПДМ)			ST 1030
Время работы чистое	$T_{\text{чист.раб.}}$	мин.	320,0
Техническая производительность	$Q_{\text{тех}}$	т/час	39,9
Эксплуатационная производительность	$Q_{\text{эспл}}$	т/см	213,0
Кол-во смен в сутках	$N_{\text{см}}$		3
Кол-во рабочих дней	$N_{\text{раб.дн}}$		365
Эксплуатационная производительность	$Q_{\text{эспл}}$	т/год	233 222,3
Эксплуатационная производительность	$Q_{\text{эспл}}$	м³/год	84 195,8
Эксплуатационная производительность (через количество)	$Q_{\text{эспл}}$	м³/год	73 617,0
Явочное количество ПДМ	$N_{\text{я}}$	шт.	2
Списочное количество ПДМ	$N_{\text{с}}$	шт.	3
Коэффициент резерва	$k_{\text{рез}}$		1,3
Мощность двигателя, кВт			186
Суммарная мощность, кВт			372

Таблица 4.65 – Анкероустановщик

Наименование показателей	Обозначение	Ед.изм.	КМ 211
Категория буримости	$\sigma_{\text{раст}}$	МПа	12
Мощность молотка	W	кВт	8,0
Диаметр буровой коронки	$d_{\text{шп}}$	мм	36
Длина шпура	$l_{\text{шп}}$	м	2,1
Коэффициент снижения скорости на бурение в кровлю и бока	$K_{\text{кр}}$	мин	1,14
Чистая скорость бурения	$V_{\text{шп\_бур}}$	м/мин	1,06
Чистое время	t_1	мин	1,97
Время на манипуляции и прицеливание	$t_{\text{ман}}$	мин	2,5
Время на забуривание	$t_{\text{заб}}$	мин	0,8
Время бурения шпура под штангу	$T_{\text{бур}}$	мин	5,31
Подача одной штанги в шпур	T_6	мин	0,33
Впрыск вяжущего и подача штанги	T_5	мин	0,50
Время на вращение штанги в шпуре и навинчивание гайки	T_7	мин	0,50
Время установки одной штанги	$T_{\text{монтаж}}$	мин	1,33
Время установки одного анкера	$T_{\text{анкер}}$	мин	6,64
Штанг в серии	$N_{\text{шт\_серия}}$	шт	8
Чистое время на одну серию	$T_{\text{уст}}$	мин	53

Наименование показателей	Обозначение	Ед.изм.	КМ 211
Зарядка кассеты штангами	T_2	мин	3,7
Зарядка ампул на серию	T_3	мин	0,7
Время на вспомогательные операции на серию	T_4	мин	2
Итого времени на одну серию	$T_{серия}$	мин	59
Продолжительность смены	$T_{см}^{СБУ}$	час	11
Время на подготовительно-заключительные операции, ЕТО и обслуживание раб.места	$T_{пм}^{СБУ}$	мин	60
Время на доставку персонала до/от места базирования техники	$T_{пз}^{СБУ}$	мин	86
Время на регламентир. перерывы (отдых и личный надобности)	$T_{лн}^{СБУ}$	мин	53
Оперативное время в смену	$T_{см}^{СБУ}$	мин	461
Количество серий	$N_{серий}$	ед	8
Число шпуров на секцию сетки	$N_{шт\_сет}$	ед	4,0
Количество серий	$N_{сер\_сет}$	ед	16
Норма на навеску сетки	$T_{сет}$	мин	15
Производительность анкероустановщика	$A_{МА}^{см}$	шт/смена	62
Число смен в год	$N_{см}$	смен	726
Часовая производительность	$A_{час}^T$	м/час	11,8
Сменная производительность	$A_{МА}^T$	м/смена	130,2
Годовая производительность	$A_{год}^{МА}$	тыс.м/год	94,5

Таблица 4.66 – Расчет количества шахтных самосвалов на проходке

Оборудование (Самосвал)	Обозначение	Ед.изм	МТ 42 SG
Емкость кузова	V_k	м ³	16,0
Грузоподъемность машины		т	42,0
Годовая производительность рудника	$W_{год}$	тыс.м ³	118
Плотность породы	γ_p	т/м ³	2,8
Коэф. разрыхления	k_p		1,6
Плотность породы (насыпная)	$\gamma_{рн}$	т/м ³	1,7
Ср. коэф использования грузоподъемности машины	$k_{г}$		0,95
Масса перевозимого груза	$m_{гр}$	тонн	26,3
Время смены	$T_{см}$	час	7
Время подготовительно-заключительных операций	$T_{п.з.}$	час	1,2
Прием смены, осмотр и опробывание машины, подгон машины в забой	$t_{пр}$	мин	8,0
Осмотр и приведение рабочего места в безопасное состояние	$t_{ос}$	мин	5,0
Отгон машины, очистка от пыли, сдача смены	$t_{от}$	мин	12,0

Оборудование (Самосвал)	Обозначение	Ед.изм	МТ 42 SG
Заправка машины, чистка, смазка, устранение мелких неисправностей	$t_{\text{зап}}$	мин	25,0
Норматив времени на отдых	$t_{\text{норм}}$	мин	20,0
Время работы чистое	$T_{\text{чист.раб.}}$	мин	350,0
Продолжительность рейса машины	t_p	мин	58,7
Время разгрузки	$t_{\text{разГ}}$	мин	1,5
Количество циклов погрузки ПДМ	$N_{\text{ковш}}$	шт	5,0
Время погрузки	$t_{\text{погр}}$	мин	33,9
Время, затрачиваемое на маневры	$t_{\text{ман}}$	мин	0,5
Время, затрачиваемое машиной на ожидание погрузки или разгрузки	$t_{\text{ож}}$	мин	3,0
Коэф. наполнения кузова	k_n		1,0
Коэф. неравномерности движения	k_d		1,1
Продолжительность движения груженная	$t_{\text{дв гр}}$	мин	10,6
Продолжительность движения порожняя	$t_{\text{дв пор}}$	мин	7,8
Длина доставки	L	м	1950
Скорость движения груженной машины	$V_{\text{гр}}$	км/ч	11,0
Скорость движения порожней машины	$V_{\text{пор}}$	км/ч	15,0
Количество рейсов в смену	N_p	шт	6,0
Масса перевозимого груза	$m'_{\text{гр}}$	тонн	26,1
Эксплуатационная (сменная) производительность	$Q_{\text{эспл}}$	т/см	156,8
Кол-во смен в сутках	$N_{\text{см}}$		3
Кол-во рабочих дней	$N_{\text{раб.дн}}$		365
Эксплуатационная (годовая) производительность	$Q_{\text{эспл}}$	т/год	171 730,9
Эксплуатационная (годовая) производительность	$Q_{\text{эспл}}$	м3/год	61 996,7
Явочное количество ШАС	$N_{\text{я}}$	шт	2
Списочное количество ШАС	$N_{\text{с}}$	шт	3
Коэффициент резерва	$k_{\text{рез}}$		1,3

Таблица 4.67 – Расчет количества шахтных самосвалов всего

Наименование показателей	Обозначение	Ед. изм.	Значение
Оборудование (Самосвал)			МТ 42 SG
Емкость кузова	V_k	м ³	16,0
Грузоподъемность машины		т	42,0
Годовая производительность рудника	$W_{\text{год}}$	тыс.т	1 500
Плотность руды	γ_p	т/м ³	4,3
Коэф. разрыхления	k_p		1,6
Плотность породы (насыпная)	$\gamma_{\text{рп}}$	т/м ³	2,7
Ср. коэф использования грузоподъемности машины	$k_{\text{г}}$		0,93
Масса перевозимого груза	$m_{\text{гр}}$	тонн	39,8

Наименование показателей	Обозначение	Ед. изм.	Значение
Оборудование (Самосвал)			МТ 42 SG
Время смены	$T_{см}$	час.	7
Время подготовительно-заключительных операций	$T_{п.з.}$	час.	1,2
Прием смены, осмотр машины, подгон машины в забой	$t_{пр}$	мин.	8,0
Осмотр и приведение рабочего места в безопасное состояние	$t_{ос}$	мин.	5,0
Отгон машины, очистка от пыли, сдача смены	$t_{от}$	мин.	12,0
Заправка машины, чистка, смазка, устранение мелких неисправностей	$t_{зап}$	мин.	25,0
Норматив времени на отдых	$t_{норм}$	мин.	20,0
Время работы чистое	$T_{чист.раб}$	мин.	350,0
Продолжительность рейса машины	t_r	мин.	33,0
Время разгрузки	$t_{разг}$	мин.	1,5
Количество циклов погрузки ПДМ	$N_{ковш}$	шт.	4,0
Время погрузки	$t_{погр}$	мин.	8,1
Время, затрачиваемое на маневры	$t_{ман}$	мин.	0,5
Время, затрачиваемое машиной на ожидание погрузки или разгрузки	$t_{ож}$	мин.	3,0
Коэф. наполнения кузова	k_n		1,0
Коэф. неравномерности движения	k_d		1,1
Продолжительность движения груженная	$t_{дв гр}$	мин.	10,6
Продолжительность движения порожняя	$t_{дв пор}$	мин.	7,8
Длина доставки	L	м.	1950
Скорость движения груженной машины	$V_{гр}$	км/ч	11,0
Скорость движения порожней машины	$V_{пор}$	км/ч	15,0
Количество рейсов в смену	N_r	шт.	11,0
Масса перевозимого груза	$m'_{гр}$	тонн	38,4
Эксплуатационная (сменная) производительность	$Q_{эспл}$	т/см	422,4
Кол-во смен в сутках	$N_{см}$		3
Кол-во рабочих дней	$N_{раб.дн}$		365
Эксплуатационная (годовая) производительность	$Q_{эспл}$	т/год	462 527,1
Эксплуатационная (годовая) производительность	$Q_{эспл}$	м ³ /год	107 564,4
Явочное количество ШАС	$N_я$	шт.	4
Списочное количество ШАС	$N_с$	шт.	6
Коэффициент резерва	$k_{рез}$		1,3

Таблица 4.68 – Сводная таблица применяемого СДО и ВСО

СДО	Кол-во	Фирма/Модель
Буровая для проходки выработок	3 (4)	СБУ для проходческих работ Atlas Copco типа «Boomer E2»
Буровая для очистных работ	2 (3)	СБУ для очистных работ Atlas Copco типа «Simba 1354»
Анкероустановщик	2 (2)	Установка для крепления анкерами типа «Boltec S», Atlas Copco

СДО	Кол-во	Фирма/Модель
ПДМ добыча	2 (3)	ПДМ Atlas Copco типа «ST14»
ПДМ проходка	2 (3)	ПДМ Atlas Copco типа «ST1030»
ПДМ для вспомогательных работ	1	ПДМ Epiroc типа Scooptram ST2G
ШАС проходка	2 (3)	Подземный автосамосвал Atlas Copco типа «MT42»
ШАС добыча	4 (6)	Подземный автосамосвал Atlas Copco типа «MT42»
Буровая установка для проходки восстающих	1	Буровая установка для проходки восстающих типа «Robbins 73RH», Atlas Copco,
Самоходная торкрет-установка	2	Установка для крепления набрызг-бетоном типа «Spraymec 1050 WPC», Normet
Миксер для перевозки готовой торкрет смеси	2	самоходная машина Utimec MF 500 Transmixer
Машина для оборки бортов и кровли выработок	2	Машина для оборки бортов и кровли выработок типа «SCAMEC 2000 M», Normet
Самоходная установка для дробления негабаритов	1	Самоходная установка для дробления негабаритов типа «SCAMEC 2000 Breaker», Normet
Машина для перевозки ИТР и рабочих	2	Машина для перевозки ИТР и рабочих типа «RBO», Normet
Зарядная машина	2	Зарядная машина типа «Charmec 6605 B», Normet
ВСО со сменными кассетами	5	Многоцелевое самоходное шасси типа «Multimec 6600», Normet,
платформа для перевозки грузов с краном	3	
платформа для перевозки ВВ	2	
платформа с ножничным подъемником	1	
платформа с передвижным компрессором	1	
Транспорт персонала	1	Paus Minca 18 AL
Транспорт ИТР	3	УАЗ

* (3) –указан списочный состав

4.22.3 Транспорт горной массы на поверхности

Поднятая на поверхность скипами руда с временного склада транспортируется автосамосвалами типа FOTON на усреднительный склад действующего обоготительного производства ГОК «50 лет Октября».

4.22.4 Транспортировка горной массы в подземных выработках

Транспортировка горной массы до рудоспусков осуществляется ПДМ типа Atlas Copco типа «ST14»/«ST1030». Далее руда перепускается на откаточные горизонта и ШАС осуществляется откатка и разгрузка в ПДК СКС, затем выдача скипами на поверхность. Порода доставляется до КС, далее вагонетки загружаются в клеть и поднимаются на поверхность, где круговым опрокидывателем разгружаются.

4.22.5 Доставка людей

Доставка работников до вахтового поселка организована наземным автотранспортом по существующим автодорогам.

Доставка людей на подземных участках

Спуск людей под землю производится по Клетевому стволу.

Для перевозки людей по транспортным выработкам на участки очистных и горнопроходческих работ используются специализированный автомобильный транспорт для перевозки людей работники доставляются до мест производства работ.

Для перемещения инженерно-технического состава предусматривается использование автомобилей типа УАЗ.

4.22.6 Доставка грузов

Доставка оборудования и материалов в склады, расположенные на поверхности, производится автомобильным транспортом. Доставка оборудования и материалов в рудник производится в вагонетках и на грузовых платформах.

Спуск материалов предусматривается осуществлять с основной площадки по стволу Клетевому стволу.

Вагонетки и платформы с оборудованием и материалами, спускаются в клетях в околоствольный двор клетьевого ствола. По выработкам откаточных горизонтов материалы и оборудование транспортируются самоходным транспортом к пунктам назначения (склады ВМ, противопожарных материалов, насосные камеры главного водоотлива) или в камеры перегруза материалов (КПМ). Камеры перегруза материалов оборудованы подвесными электрическими кранами.

В пунктах перегруза материалы и оборудование перегружается на специализированное самоходное оборудование для доставки грузов. От пунктов перегруза, посредством подземного автомобильного транспорта осуществляется доставка оборудования и материалов на участки горных работ, в подземную ремонтную базу, склад ГСМ и т.д.

Спуск крупногабаритного оборудования с поверхности, СДО в разобранном состоянии предусматривается по Клетевому стволу. После завершения строительства автоуклонов (со сбойкой в чашу карьера) они используются для доставки материалов и оборудования, также служат аварийными запасными выходами.

4.23 Водоотлив

Согласно [19] пункт 1638 «Для каждого объекта подземных сооружений проектом предусматриваются средства и способы водоотлива. При осуществлении механической откачки воды из подземных выработок предусматриваются главные или участковые водоотливные установки». В настоящем проекте предусматриваются водоотливные установки:

I ПК- на горизонте -341 м – главная насосная станция (ГНС) и зумпфовых насосных станций ствола «Клетевой» и «Скипо-Клетевой»;

II ПК- к действующим насосным на горизонте -341 м – главная насосная станция (ГНС) и зумпфовых насосных станций ствола «Клетевой» и «Скипо-Клетевой», добавляется участковая насосная станция (УНС) на гор. -541 м.

Главный водоотлив расположен на горизонте -341 м, спроектирован с учётом четырёхчасовой ёмкости водосборников, ожидаемый нормальный водоприток 638,29 м³/час, максимальный 826,78 м³/час.

Участковый водоотлив расположен на горизонте -541 м, спроектирован с учётом двухчасовой ёмкости водосборников, ожидаемый нормальный водоприток 216,58 м³/час, максимальный 281,55 м³/час.

Водоприток в зумпфовые водоотливы «Клетевого» и «Скипо-Клетевого» стволов, 5м³/час в каждый.

Шахтная вода, из главного водоотлива через ствол «Клетевой», по двум трубопроводам диаметром Ду 350 мм, откачивается на поверхность и далее в пруд – испаритель.

При отработке нижележащих запасов в отметках -341/-541 м с участкового водоотлив расположенного на гор. -541 м, вода качается на горизонт -341 м, откуда по вышеописанной схеме выдаётся на поверхность.

4.24 Отвалообразование

4.24.1 Общая характеристика отвальных работ.

Настоящим планом горных работ (далее ПГР) рассматривается доработка запасов подземным способом.

От вскрытия и проходки месторождения подземным способом будут образовываться пустые породы. Настоящим ПГР предусматривается складирование пустой скальной породы от проходки горно-капитальных выработок в отвал.

В связи с применением системы разработки с закладкой, основным критерием при выборе места размещения отвала следующая:

– предусмотреть место размещения отвала в непосредственной близости от площадки с целью минимизации расстояния транспортирования;

Отвал пустых пород размещается южнее промышленной площадки на расстоянии 0,3 км, в непосредственной близости от закладочного комплекса.

Местоположение отвалов выбрано с учетом геологических, гидрогеологических условий, ценности земель, наличия коммуникаций. Отвал размещается на безрудных площадях за границей зоны сдвижения горных пород.

До начала отсыпки отвала предусматривается подготовка территории под отвал, а именно:

- расчистка территории от кустарников;
- снятие плодородного слоя почвы (ПСП) на территории будущего отвала.

Объем ПСП с территории под отвал составит – 20,0 тыс.м³. Весь объем ПСП планируется размещать на склад плодородного слоя почвы (ПСП). В данный склад также планируется складировать слой ПСП, снятый при подготовке площади под промышленную площадку. Объем ПСП с промышленной площадки составит – 18,4 тыс.м³. Объем снятого ПСП с 2 объектов составит – 38,4 тыс.м³.

Склад (ПСП) располагается в непосредственной близости от проектируемых объектов. Высота склада 3-5 метра. Емкость склада ПСП составит – 46,1 тыс.м³.

Вместимость отвала (скальных пород) запроектирована на максимальный объем и составит – 1800,0 тыс.м³.

Место размещения склада ПСП и отвала (скальных пород) представлено на чертеже 80.4.24.1.КГР-76/25-3-ПГР-ГТ, Лист 1.

Принимается автотранспортная схема доставки пустых скальных пород на отвал. Основным автотранспортом являются автосамосвалы JAC N-350 г/п 20 т. (или аналоги).

Схема отвалообразования принимается бульдозерная, для работ принимается бульдозер SHAMTUI SD 32 (или аналогами).

Отвал формируется под углами естественного откоса, равным 35°.

Водоотведение с отвала планируется осуществлять с помощью водоотводных канав, с последующим сбором воды в пруд-накопитель, и далее по трубопроводу в пруд-испаритель.

Размещаемые на отвале грунты (скальные породы) от вскрытия и проходки горно-капитальных выработок отнесены к V классу по степени негативного воздействия на окружающую среду. Отходы данного класса являются практически не опасными.

Средняя плотность перевозимой массы составляет 2,7 т/м³, коэффициент разрыхления 1,2 с учетом уплотнения при складировании в отвал.

4.24.2 Устойчивость отвалов

При формировании отвала необходимо организовать постоянный мониторинг за изменением устойчивости отвалов. Основное условие обеспечения безопасности – не превышать величин предельных деформаций в рабочей зоне горного оборудования.

С целью повышения устойчивости отвалов концентрация крупнообломочного материала производится в его нижней части (у его подножия) создавая подобие подпорной стенки, обеспечивающей большие значения фильтрации воды и сцепления отвальных масс с основанием отвала. Крупные куски пород, дислоцирующиеся в основании отвала, имеют высокие коэффициенты пористости и фильтрации, поэтому влияние дренажа поверхностных вод в основании отвала на его устойчивость практически исключается.

Отвал формируется под углами естественного откоса, равным 35° (по нормам технологического проектирования ВНТП-13-1-86 и фактическим показателям устойчивости

откосов отвалов аналогичных рудников) и уточняется при эксплуатации отвала в зависимости от физико-механических свойств и качественных характеристик отсыпаемых пустых пород.

Ширина призмы обрушения, определяется по формуле:

$$B_n = h \cdot (\operatorname{ctg} \alpha_0 - \operatorname{ctg} \alpha),$$

Где, $\alpha_0 = 35^\circ$ - угол устойчивого откоса для скальных пород;

$\alpha = 37^\circ$ - угол откоса рабочего яруса;

$h = 30$ м – высота яруса отвала по скальным породам;

$$B_n = 30 \cdot (1,43 - 1,33) = 3 \text{ м},$$

Для создания безопасных условий ведения отвальных работ на отвалах предусматривается проведение следующих мероприятий:

- на площади, отведенной под отвалы, в период подготовки поверхности должны выполняться наблюдения с целью выявления участков, снижающих несущую способность основания отвалов (наличие слабых включений, пустот и т.п.);

- для исключения скапливания на откосе отвала большого количества снега, отсыпку производить на две секции отвала. Снег расчищать в сторону рабочего откоса отвала. В период снеготаяния, когда возможны просадки отвала, предусматривается увеличение частоты наблюдений за состоянием отвалов. Периодичность наблюдений определяет начальник участка в зависимости от складывающейся горнотехнической обстановки;

- при уточнении в процессе эксплуатации физико-механических характеристик пород рекомендации по отсыпке отвала должны корректироваться маркшейдерской службой участка.

В процессе отвалообразования, для обеспечения безопасных условий, необходимо осуществлять комплекс мер по контролю за его устойчивостью.

Данный комплекс мер включает в себя проведение оперативного контроля за состоянием отвала, который в свою очередь представляет совокупность маркшейдерского и технологического видов контроля, и предусматривает:

- визуальное обследование площадок и откосов отвала должно производиться не реже 1-го раза в сутки. Маршрут, сроки и ответственные лица устанавливаются приказом по предприятию.

Критическое состояние (опасные деформации), при котором отвалообразование прекращается, определяется условиями:

- прогрессирующий характер деформации откоса (превышение скорости смещения приоткосной части массива до 20-30 см/сутки), определяемой визуально или маркшейдерскими инструментальными наблюдениями;

- оконтуривание на верхней площадке отвала оползневого тела трещиной отрыва, выходящей своими крыльями на верхнюю бровку откоса отвала.

При обнаружении этих условий, закол или просадка ограждается предохранительным валом на расстоянии не ближе 3 м от трещины отрыва и наблюдается в течение 2-3 суток,

после чего, если аварийных деформаций не произошло, закол или просадка накрывается ярусом основного отвала.

При обнаружении множественных просадок работы на отвале прекращаются, въезд на отвал ограждается, дальнейшая работа на отвале может производиться только при наличии заключения специализированной организации в области геомеханики с разрешения директора, технического директора или директора по производству.

Инструментальные маркшейдерские наблюдения проводятся на участках, где визуальными наблюдениями выявлены признаки формирующихся нарушений устойчивости. Основным признаком начала развития оползня является возникновение видимой визуально трещины отрыва, оконтуривающей оползневое тело. Необходимо отметить, что в процессе формирования отвала могут проявляться трещины, связанные с его уплотнением, которые обычно не имеют выхода на откос отвала. В задачу маркшейдерской службы входит разделение выявленных визуальными деформациями оседания (неопасных) и сдвиговых деформаций (опасных).

При уплотнении отвальных пород вертикальные составляющие векторов смещения рабочих реперов значительно превышают горизонтальные составляющие, а скорости оседания имеют отчетливо выраженный затухающий характер.

При развитии оползневых процессов скорости оседания в первое время могут носить затухающий характер, однако при этом горизонтальные составляющие векторов смещений рабочих реперов возрастает. Затем затухание скорости оседания уменьшается, и скорость смещения приближается к критической величине.

Сроки и порядок проведения инструментальных наблюдений устанавливаются проектами закладки наблюдательных станций для каждого конкретного случая проявления опасных (сдвиговых) деформаций, разработанных согласно действующих нормативно-методических документов.

Высокоточные инструментальные наблюдения применяют только для прослеживания длительных процессов деформаций, при определении величин смещения с целью выявления причин возникновения оползня, прогноза его развития и разработки противооползневых мер.

Технологическая оценка соответствия фактических параметров отвалообразования проектным и определение средневзвешенного соотношения литотипов пород в отвальной смеси производится по данным маркшейдерских замеров при разработке паспортов отвалообразования, но не реже одного раза в квартал.

По данным замерам, параметры, обеспечивающие устойчивость отвалов (яруса) должны пересматриваться или оставаться прежними, что регистрируется подписью маркшейдера и главного технолога в паспорте отвалообразования.

4.24.3 Способ отвалообразования. Механизация отвальных работ

Проектируемые отвалы располагаются на ненарушенном рельефе за границами горных выработок. Отвалы классифицируются как внешние породные.

Для организации сбора и отвода поверхностных стоков с проектируемых отвалов, образующихся в результате выпадения атмосферных осадков, предусматривается устройство системы водосборных канав. По водосборным канавам подотвальных вод стоки отводятся в пруд-накопитель, и далее по трубопроводу пруд-испаритель.

В соответствии с принятой технологической схемой отгрузки пород (пустые породы от проходки ГКР и ГПР) на участках горных работ, настоящим проектом принята автотранспортная схема доставки пород на проектируемые отвалы.

Пустая (скальная) порода по Клетевому стволу доставляется на поверхность через опрокид для вагонеток с боковой разгрузкой, далее погрузчиком САТ 980 Н порода отгружается в автосамосвалы JAC N-350 (или аналоги) и транспортируется в отвал. Расстояние от площадки до отвала составляет 300 м.

Наиболее рациональным отвальным оборудованием для формирования отвала при автотранспортной доставке пустых (скальных) пород на отвал является бульдозер. Соответственно, проектом принимается технология бульдозерного отвалообразования.

Формирование отвалов предусматривается осуществлять периферийным способом, при котором автосамосвал выгружает породу через предохранительный вал, а бульдозер SHAMTUI SD 32 перемещает ее под откос с одновременным формированием перед собой предохранительного вала.

Разгрузка автосамосвалов производится за пределами бермы безопасности без наезда на отсыпанный вдоль откоса предохранительный вал (разгрузка автосамосвала под откос запрещена).

Технологическая схема отвалообразования приведена на рисунке 4.20.

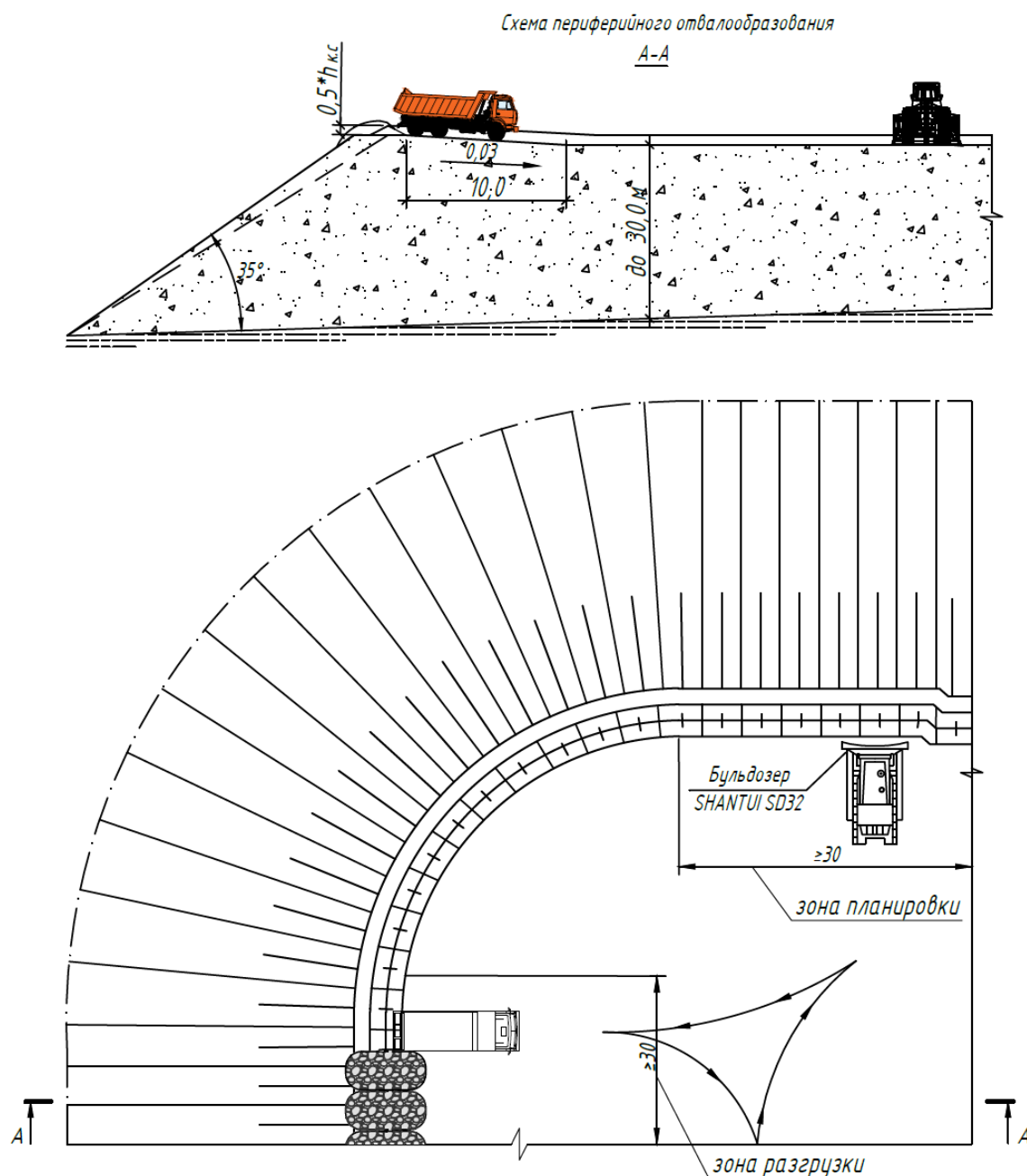


Рисунок 4.20 – Схема отвалообразования

Рабочий фронт на отвалообразовании предусматривается из 3-х участков шириной не менее 30 м каждый, которые ограничиваются знаками:

- первом участке - производится разгрузка автосамосвалов (зона разгрузки);
- второй участок – планировочные работы и устройство ограничительного вала (зона планировки);
- третий участок – резервный (резервная зона).

На каждом из этих участков попеременно производится отсыпка породы автосамосвалами и осуществляются планировочные работы. Запрещается одновременная работа в одной зоне бульдозера и самосвалов.

В целях безопасного ведения отвалообразования, на разгрузочной площадке придается поперечный уклон 3° , направленный от бровки откоса в глубину отвала на длину базы работающих автосамосвалов.

По всему фронту в зоне разгрузки формируется предохранительный вал высотой не менее 0,5 диаметра колеса автосамосвала, откосы вала имеют уклон 1:1,5 в соответствии с требованиями [1]. Запрещается наезжать на предохранительный вал.

Вертикальная ось, проведенная через вершину предохранительного вала, располагается вне призмы возможного обрушения.

4.24.4 Параметры отвала

Отвал пустых пород (скальных пород) и склад ПСП предусматривается формировать отдельно.

Основные параметры отвала приведены в таблице 4.69.

Таблица 4.69 – Параметры отвалов

Наименование объекта	Высота, м	Угол откоса, град	Занимаемая площадь, га	Вместимость, тыс. м ³
			На конец планируемого периода	На конец планируемого периода
Отвал породы	до 10,0	35,0	10,0	2 160,0
Отвал ПСП	до 5,0	35,0	1,46	46,1

4.24.5 Меры безопасности при отвалообразовании

Запрещается складирование снега в породные отвалы.

При появлении признаков оползневых процессов и в случае превышения скоростей деформации, заложенной в проектной документации, работы по отвалообразованию должны быть прекращены до разработки мероприятий по безопасному ведению горных работ, утвержденных техническим руководителем организации. Работы возобновляются после положительных контрольных замеров скоростей деформаций с разрешения технического руководителя объекта.

Дороги месторождения должны располагаться за пределами границ скатывания кусков горной массы с откосов отвалов.

На отвалах должны устанавливаться знаки, предупреждающие об опасности нахождения людей на откосах, вблизи их основания и в местах разгрузки транспортных средств.

Автомобили и другие транспортные средства должны разгружаться на отвале и перегрузочном пункте в местах, предусмотренных паспортом. При этом ближняя к откосу точка опоры транспортного средства должна находиться вне призмы обрушения (сползания) породы. Размеры призмы обрушения должны устанавливаться работниками маркшейдерской

службы и доводиться до сведения персонала. Все работники на отвале и перегрузочном пункте должны быть ознакомлены с паспортом под подпись.

Площадки отвалов, формируемые бульдозерами, должны иметь по всему фронту разгрузки поперечный уклон не менее 3 градусов, направленный от бровки откоса в глубину отвала на длину базы работающих самосвалов, и необходимый фронт для маневровых операций автомобилей, автопоездов, бульдозеров, фронтальных погрузчиков и другой техники.

При въезде на отвалы и перегрузочные пункты должны располагаться схемы, устанавливающие порядок движения автомобилей по территории объекта. Зона разгрузки должна быть ограничена с обеих сторон знаками в виде изображения самосвала с поднятым кузовом с указателями направления разгрузки. По всему фронту в зоне разгрузки должен быть сформирован предохранительный вал высотой не менее 0,5 диаметра колеса автомобиля максимальной грузоподъемности, применяемого в данных условиях. Предохранительный вал служит ориентиром для водителя.

Запрещается наезжать на предохранительный вал при разгрузке. Контроль за наличием сформированных предохранительных валов и их соответствием паспортам должен осуществляться ежесменно лицами технического надзора. При выявлении фактов отсутствия или несоответствия предохранительных валов паспортам лицо технического надзора обязано сообщить диспетчеру смены. Запрещается выполнять работы при отсутствии предохранительного вала, установленного паспортом, кроме работ по его формированию. При отсутствии предохранительного вала и его высоте, менее установленной проектной документацией, запрещается подъезжать к бровке отвала ближе, чем на 5 м или ближе расстояния, указанного в паспорте.

Подача самосвала на разгрузку должна осуществляться задним ходом, а работа бульдозера или фронтального погрузчика производится перпендикулярно верхней бровке откоса площадки. При этом движение бульдозера, фронтального погрузчика производится только ножом вперед с одновременным формированием перед отвалом бульдозера, фронтального погрузчика предохранительного вала в соответствии с паспортом.

В темное время суток зона разгрузки освещается.

Запрещается загружать поверхность призмы безопасности (обрушения) материалами, породой и въезжать на них машинам и механизмам.

4.24.6 Порядок формирования отвала

Последовательность формирования отвала по годам выполняется в соответствии с календарным планом отвалообразования, приведенном в таблице 4.70.

Таблица 4.70 – Календарный план отсыпки отвала

Наименование	Годы отсыпки					
	2027	2028	2029	2030	2031	2032-2036
	1	2	3	4	5	6
Отвал скальных (пустых) пород, тыс. м ³	40,3	14,8	85,1	89,8	85,4	500,4

Продолжение таблицы 4.70

Наименование	Годы отсыпки				
	2037-2041	2042-2046	2047-2051	2052-2056	Итого
	7	8	9	10	
Отвал скальных (пустых) пород, тыс. м ³	375,5	310,0	264,5	116,5	1 882,2

4.24.7 Отвальное оборудование

Доставка породы на отвал осуществляется автосамосвалом JAC N-350, г/п 20 т (или аналогом).

Работы по отвалообразованию (сталкивание породы под откос и планирование поверхности отвала в зоне разгрузки автосамосвала) планируется осуществлять бульдозером SHANTUI SD 32 (или аналогом).

Инвентарный парк оборудования для производства работ на отвале приведен в таблице 4.71.

Таблица 4.71 – Инвентарный парк оборудования для производства работ на отвале

Вид работ	Марка оборудования	Ед. изм.	Кол-во
Транспортирование скальных пород (пустая порода):	Автосамосвал JAC N-350	шт	1
Планировка на отвале	Бульдозер SHANTUI SD 32	шт	1
Погрузка скальной породы в а/с	Погрузчик CAT 980 H	шт	1

Основные параметры оборудования представлены в таблице ниже.

Таблица 4.72 – Основные технические характеристики оборудования для отвалообразования

Наименование показателя	Значения	Общий вид
Автосамосвал JAC N 350		
Грузоподъемность, т	20,0	
Мощность двигателя, кВт (л.с.)	252(343)	
Вместимость платформы, м ³ :	12,0	
Максимальная скорость, км/ч	81	
Радиус поворота габаритный, м	9,0	
Габаритные размеры, м:	длина	8,8

Наименование показателя		Значения	Общий вид
	ширина	2,5	
	высота	3,4	
Бульдозер SHANTUI SD 32			
Вместимость отвала, м³		10	
Ширина отвала, мм		4130	
Высота отвала, мм		1710	
Мощность двигателя, кВт		235	
Эксплуатационная масса, т		41,4	
Погрузчик CAT 980 H			
Тип ковша		скальный	
Вместимость ковша, м³		4,5-6,1	
Грузоподъемность, т		18	
Эксплуатационная мощность, кВт		264	
Эксплуатационная масса, т		30,2	
Габаритные размеры, м:	длина	9,6	
	ширина	3,4	
	высота	3,8	

5 Мероприятия по предотвращению эндогенных пожаров

В соответствии с отчетом «Технико-экономическое обоснование переоценки балансовых запасов медных и медно-цинковых руд и металлов месторождения «Лиманное» для условий открытой и подземной добычи с их пересчетом по состоянию на 01.01.2023 г.», месторождение классифицируется как пожароопасное, руды склонны к самовозгоранию. Руды опасны по взрывам сульфидной пыли. Содержание серы в руде может достигать 42-50 %.

К основным противопожарным мероприятиям относится выбор систем разработки с закладкой для отработки месторождения.

Комплекс противопожарных профилактических мероприятий при системах с камерной выемкой включает следующее:

- предусмотрено строительство закладочного комплекса, обеспечивающего полную закладку выработанного пространства всех очистных камер;
- в качестве закладочного материала применяются негорючие материалы;
- расположение закладочных выработок обеспечит полную закладку пустот, при необходимости будет осуществляться дозакладка камер;
- при камерно-целиковом и сплошном порядке отработки предусматривается максимальная интенсивность выемки и закладки очистных камер

На руднике должно быть организовано систематическое наблюдение за развитием окислительных процессов, изменением газо-температурного режима и кислотности воды в горных выработках.

Все лица сменного технического надзора, связанные с работой в забоях, камерах, отнесенных по классификации к потенциально пожароопасным, обеспечиваются экспресс-анализатором ГХ и набором индикаторных трубок для определения содержания сернистого газа, окиси углерода, углекислого газа.

Уточнить необходимость производить заиливание, как классический метод предупреждения и подавления окислительных процессов при отработке колчеданных руд.

Выявление зон повышенной трещиноватости, разломов, разрывных нарушений, обуславливающих связь между подземными горными выработками и поверхностью, определяет необходимость выполнения разработанных рекомендаций:

- сформировать систему контроля/мониторинга за формированием баланса между объемом подаваемого в шахту воздуха и откачиваемого при исключении расхода кислорода на окисление сульфидов;
- производить контроль за развитием деформаций и раскрытием трещин массива;
- разработать и реализовать мероприятия по мониторингу температуры руд и пород в массиве для профилактики развития окислительных процессов;
- разработать и реализовать систему мероприятий по контролю содержания диоксида серы в рудничном воздухе.

При содержании в породах месторождения пиритной серы свыше 35 %,

рекомендуется:

- сократить массу единовременно взрываемых ВВ;
- разработать комплекс мер по борьбе с формированием взрывоопасного облака сульфидной пыли;
- предусмотреть контроль за развитием термодинамических процессов в массиве горных пород в ходе отработки месторождения.

При условии применения системы с подэтажным обрушением необходимо строительство заилочного комплекса так как в целом Системы с обрушением не рекомендуется применять на пожароопасных месторождениях.

6 Мероприятия по профилактике взрывоопасности сульфидной пыли

Для обеспечения безопасности ведения горных работ на шахтах в условиях «пылевого режима» должны разрабатываться и утверждаться руководителем организации специальные мероприятия по ведению горных работ в данных условиях.

Всё оборудование в зоне установки пылевого режима принимается во взрывобезопасном исполнении, при отсутствии (не выпускается, нет возможности поставки и т.д.) оборудования в РВ исполнении допускается при выполнении мероприятий по профилактике взрывоопасности сульфидной пыли использовать оборудование в исполнении РН.

При отнесении рудника к склонным к взрывоопасности следует соблюдать следующие мероприятия и по предупреждению взрывов сульфидной пыли при ведении взрывных работ:

1. На шахте выполняется комплекс организационно-технических мер по снижению запыленности.

2. Содержание пыли, ядовитых газов (паров) в воздухе рабочей зоны не должно превышать предельно-допустимые концентрации (ПДК).

3. Забои подземных выработок перед началом работ должны быть приведены в безопасное состояние путем осмотра и оборки заколов, возведения временной и предохранительной крепи, орошения водой и смывом пыли.

4. Обеспыливание рудничной атмосферы при производстве работ осуществляется в последовательности, обеспечивающей эффективное и надежное достижение предельно допустимых концентраций пыли на рабочих местах и в основных воздухоподающих выработках:

- подача чистого воздуха;
- предупреждение образования взвешенной в воздухе пыли;
- подавление пыли у источника ее образования;
- устранение распространившейся в атмосфере пыли;
- применение средств индивидуальной защиты.

Для предотвращения образования и распространения пыли в рудничной атмосфере предусматривать:

- при приведении забоя в безопасное состояние орошать отбитую горную массу, омыwać борта и грудь забоя водой;
- бурение шпуров производить буровыми машинами, с промывкой бурового шлама водой, в случае невыполнения этого условия применять на исходящей из забоя струе туманообразователи, водяные завесы;

- запрещается производить забуривание и бурение шпуров и скважин без применения средств улавливания и подавления пыли, обеспечивающих снижение запылённости воздуха до допустимого уровня;
- в местах разгрузки, погрузки, перегрузки горной массы на протяжении всего тракта транспортировки предусматривать установку туманообразователей (оросителей);
- в местах хранения сыпучих материалов предусматривать емкости, исключающие пыление от действия струи воздуха, на исходящей струе ставить оросители;
- места установки оросителей и туманообразователей определять в проектах производства работ, в паспортах;
- при ведении взрывных работ выработка должна быть увлажнена (орошена) на протяжении 10-15 м от забоя;
- при механизированной зарядке шпуров производить только при наличии устройств для улавливания просыпи ВВ и подавления пыли;
- предусматривать применение внутренней гидрозабойки (гидроампул) при ведении взрывных работ шпуровыми зарядами;
- при дроблении негабаритов внешняя гидрозабойка должна быть в соотношении массы воды к массе накладного заряда 2:1;
- проветривание восстающих выработок осуществлять в обязательном порядке воздушно-водяной смесью;
- в местах выпусках руды на откаточном горизонте (у люковых камер) должны быть установлены оросители или туманообразователи;
- на тракте выдачи руды в местах перегрузки устанавливаются оросители, имеющие блокировку с рабочими органами;
- для предотвращения сдувания пыли с открытой поверхности необходимо на главных откаточных выработках применять орошение с расходом воды 1,2 л/м², с автоматическим включением его на период прохождения состава;
- при производстве гранулированных веществ ВВ следует упаковывать в плотные мешки.
- транспортировка таких ВВ в джутовых мешках без плотных оболочек запрещается;
- почва и дороги транспортных выработок должны увлажняться с целью предупреждения пылеобразования. Периодичность увлажнения определять по факту начала пыления, но не менее одного раза в две недели.

Для обеспечения эффективного пылеподавления буровые работы предусматривается вести с промывкой водой, с расходом воды при применении:

- самоходных буровых установок – не менее 66 л/мин.;
- станков для бурения скважин – не менее 15 л/мин.;
- ручных перфораторов – не менее 4 л/мин.;
- буровых станков для проходки восстающих выработок – не менее 25 л/мин. при бурении передовой скважины и 55 л/мин. при разбуривании восстающего.

Перед проведением взрывных работ для снижения пылевыведения предусматривается:

- увлажнение выработки на протяжении 10-15 м от забоя;
- внутренняя гидрозабойка шпуров;
- внешняя гидрозабойка при дроблении негабарита.

При работе погрузочно-доставочных машин в забое предусматривается:

- орошение бортов и кровли выработок на длину 10-15 м от груди забоя перед началом уборки горной массы из расчета 0,2-1,3 л воды на 1 м² поверхности выработки (в зависимости от естественной влажности);
- орошение отбитой горной массы перед погрузкой из расчета не менее 1,5- 4 л/м³ погруженной горной массы, из расчета достижения ее влажности не менее 3- 5 %;
- увлажнение трасс движения СДО в случае их пыления.

В узлах загрузки транспорта рекомендуется устанавливать зонтичные оросители (не менее 3 шт. на каждый узел загрузки). В узлах загрузки скипов в стволе предусмотрено орошение горной массы.

Библиография

1. СП РК 3.03-122-2013 «Промышленный транспорт», утвержденный Приказом Комитета по делам строительства, жилищно-коммунального хозяйства и управления земельными ресурсами Министерства Национальной экономики РК от 29.12.2014 № 156-НК;
2. СП РК 2.03-30-2017 «Строительство в сейсмических районах»;
3. Недюжин В.В. Гидрогеологическая карта СССР, лист М-40-XXIII, масштаб 1:200 000;
4. Медякин П.Ф. Геологический отчет о результатах предварительной разведки флангов и глубоких горизонтов месторождения Лиманное (отчет с подсчетом запасов за 1982-1985 гг.), п. Коктау, 1985 г;
5. Топоев А.Н. Отчет «ТЭО кондиций и подсчет запасов по медно-цинковому месторождению Лиманное по состоянию на 01.01.2012 г. (Актюбинская область)», г. Алматы, 2011 г;
6. Проект промышленной разработки месторождения «Лиманное», Усть-Каменогорск, 2014 г;
7. Чумакова И.А. Отчет о результатах работ по объекту: Производство гидрогеологических и инженерно-геологических исследований на площади месторождения «Лиманное», г. Костанай, 2018 г;
8. Гидрогеологические исследования для условий открытой и подземной разработки запасов медных руд месторождения «Лиманное», г. Актобе, 2021 г;
9. Гидрогеологические изыскания для строительства законтурного скважинного дренажа на участке откачного ряда на месторождении «Лиманное», Актобе-Костанай, 2022-2023 гг;
10. Информационный отчет «Строительство скважин законтурного дренажа на месторождении Лиманное в количестве 30 штук», г. Костанай, 2024 г;
11. Информационный отчет «Создание мониторинговой сети производственного мониторинга 1 этапа на месторождении «Лиманное»», г. Костанай, 2024 г;
12. Фрейман Г.Г. и др. Отчет «Технико-экономическое обоснование переоценки балансовых запасов медных и медно-цинковых руд и металлов месторождения «Лиманное» для условий открытой и подземной добычи с их пересчетом по состоянию на 01.01.2023 г.», г. Алматы, 2023 г;
13. Рабочий проект «Траншейная противифльтрационная завеса месторождения «Лиманное» (I этап). Траншея с обратной засыпкой глинистыми грунтами. Технологические решения», ТОО «СпецСтрой Согласование», 2020 г;
14. Рабочий проект «Строительство законтурного дренажа с перекачкой дренажных вод в пруд-испаритель месторождения «Лиманное» Хромтауского района, Актюбинской области (пруд-испаритель)», ТОО «ПИП» Костанайводпроект», 2023 г;
15. Информационный отчет «Создание Мониторинговой сети Производственного мониторинга 1 этапа на месторождении «Лиманное»», ТОО «Геобайт-Инфо», 2024 г;

16. СН РК 1.03-03-2023 «Геодезические работы в строительстве»;
17. «Временные правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок месторождений руд цветных металлов с неизученным процессом сдвижения горных пород», 1986 г. ВНИМИ.Л;
18. «Технико-экономическое обоснование переоценки балансовых запасов медных и медно-цинковых руд и сопутствующих металлов месторождения «Лиманное» для условий открытой и подземной добычи с их пересчетом по состоянию на 01.01.2023 г.»;
19. «Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы». Утверждены приказом Министра по инвестициям и развитию Республики Казахстан 30 декабря 2014 года № 352;
20. «Проект «Вскрытие и отработка месторождения «Лиманное», ТОО «Казгипроцветмет» 2013 г;
21. «План горных работ по отработке месторождения «Лиманное» (вторая очередь-подземные горные работы). План ликвидации. Этап 2. Основные технические решения по подземным горным работам» ТОО «Вера Групп» 2025 г;
22. «Методическим указаниям по определению допустимых пролетов обнажений трещиноватых горных пород и размеров опорных целиков при подземной разработке рудных месторождений, ИПКОН АН СССР: Москва, 1978 г.»;
23. Методическими указаниями по определению размеров камер и целиков при подземной разработке руд цветных металлов – Чита, 1988 год;
24. Инструкция по наблюдению за сдвижением горных пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений. Н., Недра, 1988;
25. Кодекс Республики Казахстан от 27 декабря 2017 года № 125-VI «О недрах и недропользовании»;
26. ГОСТ 12.4.026-2015 «Цвета сигнальные, знаки безопасности и разметка сигнальная»;
27. «Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий с подземным способом разработки», согласованные приказом Комитета по государственному контролю за чрезвычайными ситуациями и промышленной безопасностью РК № 46 от 04.12.2008 г;
28. Технический регламент "Общие требования к пожарной безопасности", утвержденный приказом министра по чрезвычайным ситуациям Республики Казахстан 17 августа 2021 года № 405;
29. «Типовые схемы приведения в неудароопасное состояние участков горного массива и технологических целиков скважинами большого диаметра». Л.: ВНИМИ, 1991;
30. «Отраслевой инструкции по определению, нормированию и учету потерь и разубоживания руды и песков на рудниках и приисках МЦМ СССР», (В кн. «Сборник инструктивных материалов по охране и рациональному использованию полезных ископаемых» Москва, Недра, 1977 г.);

-
31. СНиП РК 5.03-34-2005 «Бетонные и железобетонные конструкции»;
 32. СП РК 2.03-103-2013 «Защита горных выработок от подземных и поверхностных вод»
 33. Отчет «Расчет и обоснование параметров крепления горно-капитальных и горно-подготовительных выработок при подземной разработке месторождения Лиманное», ООО «Полигор», Санкт-Петербург, 2025 г;
 34. СП.РК 2.03-106-2013 «Подземные горные выработки».

ТЕКСТОВЫЕ ПРИЛОЖЕНИЯ

2025	План горных работ по отработке месторождения «Лиманное» (вторая очередь – подземные горные работы). План ликвидации. Этап 3. Том 1	217

Приложение А **(обязательное)** **Задание на проектирование**



Приложение № 1
к Договору подряда № КГР-76/25
от «17» марта 2025 г.

ЗАДАНИЕ НА ПРОЕКТИРОВАНИЕ

«План горных работ по отработке месторождения "Лиманное"
(вторая очередь – подземные горные работы). План ликвидации»

1. Общие данные		
1.1	Наименование работы	План горных работ по отработке месторождения "Лиманное" (вторая очередь – подземные горные работы). План ликвидации.
1.2	Заказчик	ТОО «КазГеоруд»
1.3	Стадия проектирования	План горных работ (далее ПГР). План ликвидации (далее ПЛ).
1.4	Основание для проектирования	Договор
1.5	Проектная организация - генпроектировщик	ТОО «VERA GROUP» «ВЕРА ГРУП»
1.6	Соисполнители	Определяются Заказчиком
1.7	Строительно-монтажная организация	Определяются Заказчиком
1.8	Источник финансирования	Собственные средства Заказчика
1.9	Общее задание	Разработать ПГР на основании существующих данных о геологическом строении месторождения, количестве и качестве запасов, гидрогеологических условий и др. Состав ПГР принять в соответствии с инструкцией по составлению плана горных работ (далее – Инструкция), согласно приказу Министра по инвестициям и развитию РК от 18.05.2018 г. №351 и пунктом 3 статьи 216 Кодекса РК «О недрах и недропользовании» от 27.12.2017 №125-VI ЗРК. На основании ПГР разработать ПЛ в соответствии с требованиями инструкции по составлению плана ликвидации и методики расчета приблизительной стоимости ликвидации последствий операций по добыче твердых полезных ископаемых (далее – Инструкция), утвержденной МИР РК от 24.05.2018г №386, и пунктом 4 статьи 217 Кодекса РК «О недрах и недропользовании». В план ликвидации включить раздел охраны окружающей среды.
1.10	Проведение изыскательских работ	Не требуется.
1.11	Запасы месторождения	Запасы утверждены протоколом ГКЗ РК №2616-23-У от 28.11.2023 г. По состоянию на 01.01.2023 г. запасы медных, медно-цинковых руд и металлов месторождения Лиманное в следующих количествах: всего по месторождению: 33037,62 т.т. с содержанием меди 1,64%, цинка 1,69%, в том числе, для открытой добычи: 6231,78 с содержанием меди 1,79%, цинка 0,26%, подземной добычи: 26805,84 т.т. с содержанием меди 1,6%, цинка 2,02%
1.12	Производственная мощность и срок эксплуатации	Срок эксплуатации и календарный план отработки месторождения определить проектом с



		максимальной производительностью по руде – до 1500 тыс. тн руды в год.
1.13	Режим работы	Вахтовый метод. Количество рабочих дней в году – 365. Количество рабочих смен в сутки: - для подземных работ – 3 по 8 часов; - для объектов промплощадки – 2 по 12 часов.
2. Состав плана горных работ		
2.1	Исходные данные и положения	Требуется. Описываются общие сведения о районе месторождения, географо-экономическая характеристика района, основные ожидаемые показатели.
2.2	Геология и запасы полезных ископаемых	Требуется. Выполняется на основе отчёта «Технико-экономическое переоценки балансовых запасов медных и медно-цинковых руд и металлов месторождения Лиманное для открытой и подземной разработки по состоянию на 01.01.2023 г.».
2.3	Подземные горные работы, в т.ч.	Требуется. Выполнить: - Выбор и обоснование способа снижения объёма воды поступающего в горные выработки по водоносным слоям месторождения – выполнить в объёме принципиальных предложений, достаточных для подготовки запросов на специализированные организации на разработку проектов водопонижения. - Выбор и обоснование способа отработки подкарьерных и прибортовых запасов месторождения. - Выбор и обоснование схем вскрытия и систем разработки месторождения на основании технико-экономического сравнения оптимальных вариантов. Учесть результаты работы «Аудит основных технологических решений по определению оптимального варианта вскрытия месторождения «Лиманное», ООО «БГП», 2024 г. - - Обоснование годовой производительности рудника; - Расчет параметров потерь и разубоживания, эксплуатационных запасов, содержания полезных компонентов в товарной руде; - Расчет объемов горно-капитальных, горно-подготовительных и нарезных работ; - Построение стратегического плана строительства рудника; - Выбор и расчет схем вентиляции, параметров проветривания. - Обоснование основных технических решений схемы водоотлива и гидрозащиты горных выработок - - Оценку расположение объектов шахтной инфраструктуры на поверхности - Выбор и расчет производительности основного технологического оборудования в том числе самоходного оборудования с дизельным или электрическим приводом. Тип оборудования подземного рудника определить в ходе проектирования на основании технико-



		экономического расчета и согласовать с Заказчиком; • Выбор и расчет способа выдачи горной массы на поверхность (конвейерный транспорт, скипы, автотранспорт); • Сформировать стратегический план отработки месторождения для ПГР; • Техничко-экономический расчет; • Определить место расположение основных вскрывающих выработок.
2.3.1	Существующее состояние горных работ и рельеф местности	Требуется. Описать существующее положение горных работ.
2.3.2	Горно-геологические условия разработки. Виды и методы работ по добыче полезных ископаемых.	Требуется. Выполняется на основе отчёта «Техничко-экономическое переоценки балансовых запасов медных и медно-цинковых руд и металлов месторождения Лиманное для открытой и подземной разработки по состоянию на 01.01.2023 г.».
2.3.3	Границы и параметры комбинированной разработки	Требуется. Отработку месторождения предусмотреть с учётом комбинированного способа в две очереди: - 1-я очередь – открытые горные работы (в соответствии с утвержденной документацией «План горных работ по отработке «Лиманное» (первая очередь – открытые горные работы). Корректировка; - 2-я очередь – подземные горные работы.
2.3.4	Определение потерь и разубоживания руд	Требуется. ПГР должен содержать «Технический проект разработки месторождения в части учета потерь в недрах при добыче твердых полезных ископаемых, утвержденный уполномоченным органом по изучению недр в соответствии с пунктом 8 статьи 72 Кодекса РК «О недрах»»
2.3.5	Обоснование выемочной единицы	Требуется
2.3.6	Режим работы предприятия	Требуется
2.3.7	Очередность отработки запасов. Календарный график открытых горных работ.	Требуется. При подготовке календарного графика учесть погоризонтное распределение запасов по количеству и качеству, горнотехнические условия, скорость углубки.
2.3.8	Нормативы вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов	Требуется
2.3.9	Технология производства буровзрывных работ	Требуется
2.3.11	Подземный транспорт	Требуется. Предусмотреть использование автотранспорта.
2.3.12	Вспомогательные работы	Требуется
2.3.13	Отвалообразование	Требуется
2.3.14	Проветривание и пылеподавление	Требуется
2.3.15	Расчёт устойчивости откосов отвала	Требуется
2.4	Электроснабжение и освещение	Требуется
2.5	Шахтный водоотлив и водоотведение	Требуется. В том числе, определить параметры карьерного водоотлива на период отработки подземных запасов.
2.6	Генеральный план и транспорт	Требуется.
2.7	Рекультивация земель, нарушенных горными работами	Требуется. Принять решения по восстановлению ландшафта и состояния поверхности.
2.8	Рациональное и комплексное	Требуется. Для повышения полноты и качества



	использование недр	извлечения руды предусмотреть специальные мероприятия.
2.9	Промышленная безопасность, охрана труда	Требуется. Выполнить раздел с учётом требований промышленной безопасности и нормативных актов РК.
2.10	Промышленная санитария	Требуется.
2.11	Графические приложения	Требуется, в т.ч.: топография и фактическое положение горных работ, геологические разрезы, карты, план карьера на конец отработки, генеральный план с нанесением объектов горного производства (карьер, отвал, рудные склады, дороги).
2.12	Технико-экономическая часть и ФЭМ	Требуется. Произвести расчёт явочной и списочной численности персонала на горных работах. Для расчёта движения денежных средств источником финансирования в объёме 100% принять собственные средства акционеров. В ТЭЧ должны быть представлены исходные данные (допущения), финансовые прогнозы и промежуточные расчёты. Итоговая таблица должна быть в форме Рабочей программы в соответствии с Приказом Министра по инвестициям и развитию Республики Казахстан от 23 апреля 2018 года № 262.
2.13	Экологическая часть (ОВОС)	План горных работ: Согласно требованиям действующего Экологического законодательства РК и иных подзаконных нормативных правовых актов в области экологического проектирования и нормирования РК, включая, но не ограничиваясь: 1. Составление и направление Заявления о намечаемой деятельности. 2. Сопровождение при прохождении экспертизы Заявления о намечаемой деятельности 3. Выполнение выводов заключения об определении сферы охвата: - Разработка проекта отчета о возможных воздействиях - Организация и проведение общественных слушаний на всех этапах проектирования (затраты на объявления в СМИ – за счет Подрядчика) - Получение заключения по результатам оценки воздействия на окружающую среду. - Разработка проектов НДВ, НДС, ПУО, ПЭК, ППМ. - Получение экологического разрешения на воздействие / комплексного экологического разрешения в соответствии с Экологическим кодексом РК от 2 января 2021 года № 400-VI ЗРК. Подготовка презентаций и докладов на всех этапах проведения общественных слушаний по проекту (затраты на объявления в СМИ – за счет Подрядчика). Платные данные (справочную информацию с КазГидромета, подача объявления в газету о проведении общественных слушаний и т.д.) определить за счет Подрядчика. Согласование работ по договору с Заказчиком на всех этапах.



2.14	Декларация промышленной безопасности	Требуется.
3. Состав плана ликвидации		
3.1	Краткое описание	Требуется
3.2	Введение	Требуется
3.3	Охрана окружающей среды	Требуется
3.4	Описание недропользования	Требуется. Выполняется с учётом решений ПГР.
3.5	Ликвидация последствий недропользования	Требуется. Выполняется в соответствии инструкции по составлению плана ликвидации и Методики расчета приблизительной стоимости ликвидации последствий операций по добыче твердых полезных ископаемых (далее – Инструкции), утвержденной МИР РК от 24.05.2018г №386, и пунктом 4 статьи 217 Кодекса РК «О недрах и недропользовании».
3.6	Консервация	Требуется
3.7	Прогрессивная ликвидация	Требуется
3.8	График мероприятий	Требуется
3.9	Обеспечение исполнения обязательств по ликвидации	Требуется
3.10	Ликвидационный мониторинг и техническое обслуживание	Требуется
3.11	Реквизиты	Требуется
3.12	Графические приложения	Требуется, в т.ч. положение горных работ.
3.13	Экологическая часть	Требуется. Согласно Инструкции по составлению плана ликвидации и Методики расчета приблизительной стоимости ликвидации последствий операций по добыче твердых полезных ископаемых, утв. Приказом Министра по инвестициям и развитию Республики Казахстан от 24 мая 2018 года № 386, с получением необходимых согласований и экспертиз, включая, но не ограничиваясь: 1. Составление и направление Заявления о намеряемой деятельности. 2. Сопровождение при прохождении экспертизы Заявления о намеряемой деятельности 3. Выполнение выводов заключения об определении сферы охвата: - Разработка РООС - Организация и проведение общественных слушаний на всех этапах проектирования (затраты на объявления в СМИ – за счет Подрядчика) - Получение заключения государственной экологической экспертизы.
4. Исходные данные		
4.1	Общие положения	Исходные данные, необходимые для выполнения ПГР и ПЛ, предоставляются Заказчиком перед началом проектирования.
4.2	Геология	- отчёт с подсчётом запасов; - графические приложения.
4.3	Запасы	- запасы по состоянию на момент начала проектирования; - отчёт «Технико-экономическое переоценки балансовых запасов медных и медно-цинковых руд и металлов месторождения Лиманное для открытой и



		подземной разработки по состоянию на 01.01.2023 г.» - блочная модель.
4.4	Поверхность	- топосъемка; - фактическое положение горных работ (карьер, отвалы, склады); - план с нанесением существующих объектов; - материалы изысканий. Инженерные изыскания предоставляет Заказчик. Технические задания на актуализацию инженерных изысканий предоставляет Исполнитель
4.5	Электроснабжение	Точка подключения к ЛЭП – резервные ячейки в ЗРУ 6 кВ подстанции 35/9 «Лиманное».
4.6	Пространственные ограничения	План с нанесением границ населённых пунктов, водоохранных зон и полос, заповедников и пр.
4.7	Экономика	- реализуемая продукция; - технология переработки руды; - стоимость переработки руды; - извлечение при переработке, %; - социальные обязательства, налоги и платежи.
4.8	Прочее	Имеющиеся отчёты, проекты, планы, ФЭО, ФЭМ и т.п.
5. Прочие положения		
5.1	Проведение экспертиз и согласований	Подрядчик представляет с сопроводительными письмами утверждённую Заказчиком проектную документацию в соответствующие государственные органы РК на проведение установленных согласований и экспертиз. План горных работ проходит согласование в области промышленной безопасности и согласование в области охраны окружающей среды. Декларация промышленной безопасности разрабатывается Подрядчиком и подлежит регистрации заказчиком самостоятельно в соответствии с действующим законодательством РК. План ликвидации проходит экспертизу промышленной безопасности аттестованными организациями за счет Подрядчика. Экологическая экспертиза РООС к Плану ликвидации проводится Заказчиком.
5.2	Количество экземпляров проектной документации	Исправленная по замечаниям экспертиз документация с положительными экспертными заключениями и согласованиями передаётся Заказчику в 2-х экземплярах в бумажном виде и в 1-х экземпляре на электронном носителе.
5.3	Квалификационные требования	Наличие лицензий: на проектирование горных производств, экологическое проектирование и нормирование. Наличие аттестата на право проведения работ в области промышленной безопасности. В штате Подрядчика должны состоять инженерно-технические работники, имеющие соответствующее высшее профессиональное образование и трудовой стаж не менее 5 лет по профилю работ. Обязательно наличие специализированных программных продуктов (типа Micromine, Surpac,



		Autocad). Наличие в компании внедрённой системы менеджмента качества ISO 9001.
5.4	Особые условия	Полное сопровождение при проведении государственной экологической экспертизы; Подготовка ответов на замечания, обеспечение своевременности направления документов после согласования с Заказчиком; При необходимости - подготовка проектов запросов в государственные и другие органы после согласования с Заказчиком; Расходы по организации и проведению общественных слушаний (эфирные справки, публикация в СМИ и пр.) включены в общую сумму Договора. Предусмотреть максимально возможное использование вскрышных пород.
5.5	Срок выполнения работ	12 месяцев с даты подписания договора.

Подписи Сторон:

Заказчик:
Директор ТОО «КазГеоруд»

Подрядчик:
Директор
ТОО «VERA GROUP» «ВЕРА ГРУП»



Просветов Н.А.



Баранов А.С.



Приложение Б
(обязательное)
Протокол ГКЗ

**МИНИСТЕРСТВО ПРОМЫШЛЕННОСТИ И СТРОИТЕЛЬСТВА
РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН
КОМИТЕТ ГЕОЛОГИИ**

ЭКЗ № _____

ПРОТОКОЛ № 2616-23-У

**заседания Государственной комиссии
по запасам полезных ископаемых**

от 28 ноября 2023 года

**Технико-экономическое обоснование переоценки балансовых запасов
медных и медно-цинковых руд и металлов месторождения Лиманное
для условий открытой и подземной добычи с их пересчетом
по состоянию на 01.01.2023г.**

Астана - 2023

СОДЕРЖАНИЕ

№ п.п.		Стр.
I	Протокол № 2616-23-У заседания ГКЗ РК от 28.11.2023	3
II	Приложения:	
2	Акты вносимых исправлений	
3	Авторская справка	
4	Экспертное заключение эксперта ГКЗ РК Тимофеева Ю.И.	
5	Экспертное заключение эксперта ГКЗ РК Джетыбаевой У.К.	
6	Экспертное заключение эксперта ГКЗ РК Омарханова М.А.	

**ПРОТОКОЛ
№ 2616-23-У**

**заседания Государственной комиссии
по запасам полезных ископаемых Республики Казахстан**

Технико-экономическое обоснование переоценки балансовых запасов медных и медно-цинковых руд и металлов месторождения Лиманное для условий открытой и подземной добычи с их пересчетом по состоянию на 01.01.2023 г.

28 ноября 2023 года

г. Астана

ПРИСУТСТВОВАЛИ:

Председатель Комиссии

Акбаров Е.Е.

Секретарь

Мухашев А.Б.

Члены Комиссии:

Байбатыров М.Ж.
Ерубасев К.
Калашникова Ж.К.
Асанов Б.Е.
Шонан Ж.

Независимые эксперты:

Тимофеев Ю.И.
Джетыбаева У.К.
Омарханов М.А.

Авторы отчета:

Фрейман Г.Г.
Цацин В.Н.
Ергалиева Д.Т.

ПРИГЛАШЕННЫЕ:

от ТОО «КазГеоруд»:

Лещуков А.А.
Иова Н.Н.
Кинжибаев А.

от АО «НГС»

Садуакасова Г.Д.

Председествовал

Акбаров Е.Е.

На рассмотрение ГКЗ РК Товариществом с ограниченной ответственностью «КазГеоруд» представлен отчет «Технико-экономическое обоснование переоценки балансовых запасов медных и медно-цинковых руд и металлов месторождения «Лиманное» для условий открытой и подземной добычи с их пересчетом по состоянию на 01.01.2023 г».

Отчет выполнен ТОО «GeoMineProject», авторы: Фрейман Г.Г, Цацин В.Н., Ергалиева Д.Т. и другие.

Отчет состоит из двух книг: текста и текстовых приложений на 485 стр., 53 графических приложения на 53 листах.

1. ПО ДАННЫМ, СОДЕРЖАЩИМСЯ В ОТЧЕТЕ:

Медно-цинковое месторождение Лиманное находится в Актюбинской области, в 110 км южнее разрабатываемых медно-колчеданных месторождений «50 лет Октября» и Приорское.

Право недропользования на разведку и добычу руд месторождения принадлежит ТОО «Казгеоруд» в соответствии с Контрактом от 17.03.2008г. № 2593.

Месторождение Лиманное открыто в 1976 г. при проведении поисковых работ. В 1981 г. на месторождении выполнена предварительная разведка, в 1985 г. - доразведка глубоких горизонтов.

В 2020 г переутверждены промышленные кондиции и запасы для условий комбинированной отработки: карьер глубиной 235 м и подземного рудника.

В представленном на рассмотрение отчете с учетом новых экономических данных на утверждение представлены параметры промышленных кондиций:

Для открытой добычи балансовых руд:

- подсчитать отдельно запасы медных и медно-цинковых руд;
- бортовое содержание цинка в пробе, включаемой в подсчет запасов при оконтуривании медно-цинковых руд по мощности - 0,8 %;
- бортовое содержание меди в пробе, включаемой в подсчет запасов при оконтуривании медных руд по мощности - 0,7 %;
- минимальная мощность рудного тела, включаемого в контур подсчета запасов-1,0м;
- максимальная допустимая мощность прослоев пород и некондиционных руд, включаемых в подсчет запасов - 3,0 м;
- в контурах запасов медных и медно-цинковых руд подсчитать запасы золота и серебра, квалифицировав их по категории С₂;

К забалансовым отнести:

- запасы медных руд, подсчитанные при бортовом содержании меди - 0,5 %;
- запасы медно-цинковых руд, подсчитанные при бортовом содержании цинка -0,6 %;
- запасы серы, кобальта, индия, германия, селена, таллия, теллура, галлия, подсчитанные в балансовых рудах;
- запасы серно-колчеданных руд, подсчитанные при бортовом содержании серы в пробе- 35,0 %;
- запасы серы, подсчитанные в серно-колчеданных рудах.

Для подземной добычи балансовых руд:

- подсчитать отдельно запасы медных и медно-цинковых руд;
- бортовое содержание цинка в пробе, включаемой в подсчет запасов при оконтуривании медно-цинковых руд по мощности - 0,8 %;

- бортовое содержание меди в пробе, включаемой в подсчет запасов при оконтуривании медных руд по мощности - 0,7 %;
- минимальная мощность рудного тела, включаемого в контур подсчета запасов - 1,0 м;
- максимальная допустимая мощность прослоев пород и некондиционных руд, включаемых в подсчет запасов - 3,0 м;
- минимальное промышленное содержание условного металла в блоке: условного цинка в медно-цинковых рудах - 4,73 %; меди в медных рудах - 1,32 %;
- для приведения к содержанию условного цинка применить следующие переводные коэффициенты: цинка 1,0, меди 3,25;
- минимально учитываемые содержания компонентов при приведении к условному цинку: цинк 0,4%, медь 0,3 %;
- в контурах запасов медных и медно-цинковых руд подсчитать запасы золота и серебра, квалифицировав их по категории С₂;

К забалансовым отнести:

- запасы медных руд, подсчитанные при бортовом содержании меди - 0,5 %;
- запасы медно-цинковых руд, подсчитанные при бортовом содержании цинка - 0,6 %;
- запасы медных и медно-цинковых руд, не отвечающие минимальному промышленному содержанию;
- запасы серы, кобальта, индия, германия, селена, таллия, теллура, галлия, подсчитанные в балансовых рудах;
- запасы серно-колчеданных руд, подсчитанные при бортовом содержании серы в пробе - 35,0 %;
- запасы серы, подсчитанные в серно-колчеданных рудах.

Запасы руд и металлов месторождения, подсчитанные по предлагаемым промышленным кондициям, представлены для утверждения.

2. РАССМОТРЕВ ПРЕДСТАВЛЕННЫЕ МАТЕРИАЛЫ, экспертные заключения Тимофеева Ю.И., Джетыбаевой У.К., Омарханова М.А., ГКЗ РК ОТМЕЧАЕТ:

2.1. По полноте и содержанию, представленные материалы отвечают требованиям ГКЗ РК, предъявляемым к материалам технико-экономического обоснования кондиций и подсчета запасов твердых полезных ископаемых.

2.2. В структурном отношении месторождение относится к Верхне-Орскому рудному району, занимающему центральную часть Западно-Мугоджарского синклиория, к зоне оперяющих субширотных нарушений глубинного разлома.

В геологическом строении месторождения принимают участие вулканогенные отложения мугоджарской свиты, прорванные субвулканическими телами липарито-дацитов. К последним приурочены колчеданные залежи, сложенные преимущественно медными, медно-цинковыми рудами, имеющими четкие и согласные контакты с вмещающими вулканогенными и метасоматическими породами. Вмещающие породы гидротермально изменены с образованием серицит-кварцевых пород в лежащем боку, и кварц-серицит-хлоритовых метасоматитов - висячем.

На месторождении выделены два участка - Северный и Центральный. Первый представлен двумя рудными телами, второй - пятью.

По сложности геологического строения для целей разведки месторождение

отнесено ко 2-ой группе.

2.3. Основные объемы разведочных работ выполнены в периоды 1977-1979 гг. и 1981-1985 гг, небольшая часть - в 2010 году. Всего на месторождении пробурено 97 скважин (56059,2 п.м), 12 из них (1740 п.м) - в 2010 году.

Разведка осуществлялась бурением наклонных скважин по сети 100х100 м, частично - по сети 100х60 м. Выход керна по рудным интервалам, в среднем, составил 84 %. Рудные пересечения, участвующие в подсчете запасов и имеющие выход керна менее 70 %, заверены данными каротажа (КС, ПС, ГК, ЕП). Выполнялись и межскважинные геофизические исследования - МПП, МЗТ, ДЭМПС, АСМИ, РВП.

2.4. Отобранный керн подвергался рядовому опробованию. Длина проб, в среднем, составляла 1 м. Всего отобрано 2638 рядовых проб. Обработка проб производилась по схеме с коэффициентом $K=0,2$, принятым по аналогии с детально разведанным месторождением Приорское. Контроль обработки проб не проводился.

Содержания меди, цинка, серы и кобальта в рядовых пробах определялись химическим способом в лаборатории ПГО «Запказгеология», золота и серебра - пробирным способом в Полевской лаборатории. Групповые пробы (329 штук) анализировались на медь, цинк, серу, кобальт, таллий, германий, селен, теллур, индий, кадмий и свинец. Из вредных примесей определялись фтор, мышьяк и окись кремния.

Внутренний контроль рядовых проб проводился в лаборатории ПГО «Запказгеология», внешний - в лаборатории ПГО «Центрказгеология». Результаты обработки внутреннего и внешнего контроля анализов показывают удовлетворительную сходимость.

2.5. В рамках контракта в 2010-2011 проводилось гидрогеологическое бурение и откачки. В 2013 году разработан проект строительства подземного рудника.

В 2018 году проведено бурение дополнительных гидрогеологических скважин. В 2020 году начата проходка карьера, в результате которой зафиксирован большой водоприток (до 661 м³/ч. против 238 м³/ч. по отчету 2020 г.), который определяется близостью реки Орь. Для предотвращения оползневых явлений в водонасыщенной толще, сложенной песчано-глинистыми породами, возникла необходимость изменить параметры карьера с уменьшением его глубины с 235 до 160 м, что повлекло за собой необходимость выполнения технико-экономического обоснования переоценки и пересчета запасов месторождения Лиманное для условий открытой и подземной добычи. В 2021 году проведены гидрогеологические исследования в карьере и разработана геофильтрационная модель.

Гидрогеологические условия изучены по 23 пробуренным скважинам с проведением пробных и кустовых откачек. Ожидаемый водоприток составит: для открытых работ ~700 м³/час, для подземных работ ~1300 м³/час. Поверхностные воды представлены протекающей вблизи р. Орь. С целью снижения возможного влияния вод р. Орь на водопритоки, при разработке месторождения, возведена защитная дамба и оборудован противοфильтрационный экран в виде геомембраны, со стороны реки с заглублением на 9-11 метров.

Приток подземных вод во время разработки месторождения не уменьшится, так как статические запасы воды в артезианском бассейне огромны и их практически невозможно осушить за время разработки. Также у этих вод имеется постоянное восполнение за счет перетекания воды сверху из аллювия затопливаемой поймы

р.Орь.

Производство горных работ на месторождении допускается только лишь с предварительным бурением водопонизительных скважин для уменьшения гидростатического напора. Изменён проект строительства пруда-испарителя, при завершении строительства III секции пруда-испарителя, его площадь составит – 362 га, объем 54,4 млн.м³, этого должно быть достаточно для испарения, рассчитанного водопритока.

В настоящее время горнорудное предприятие для хозяйственно-питьевых и технических целей использует привозную воду в объеме 5 м³/сут. и 50 м³/сут. соответственно.

Для изучения инженерно-геологических условий отобрано 488 проб грунтов из керна специальных скважин. По инженерно-геологическим условиям месторождение относится к типу III^б. Песчано-глинистый комплекс распространен до глубины 50 м, ниже - скальные породы, представляющие собой в верхней части трещиноватую зону. Руды приурочены к скальным устойчивым вулканогенным породам - базальтам, диабазам, липаритам и липарит-порфирам. Устойчивость бортов карьера в пределах верхней части геологического разреза будет весьма низкой в условиях влажного состояния грунтов. Угол естественного откоса мокрых и влажных глин составляет 15 - 35°, а мокрого песка 20 - 27°. В связи с этим, предусмотрен генеральный угол бортов карьера: до глубины 50 м - 15°, ниже - 35°.

Вмещающие породы являются силикозоопасными, руды относятся к пожароопасным.

Основное воздействие рудника на окружающую среду окажут карьер и подземные выработки. Для снижения воздействия на окружающую среду предусматривается выполнение разработанного плана мероприятий: снятие ПРС, обязательное орошение дорог, развалов горной массы, бурение с применением воздушно-водяной смеси.

2.6. Технологические особенности руд в 1980-1984 годах изучены на трех лабораторных и одной полупромышленной пробах, в 2012 году - на двух лабораторных пробах, в 2020 году проведены лабораторные исследования АО «НПО «РИВС» на основании которых составлен технологический регламент по переработке медных руд. Из выделенных типов руд медные составляют 38,5 %, медно-цинковые - 60,0 %, серно-колчеданные - 1,5 %. Испытаниями по схеме прямой селективной флотации, являющейся традиционной для переработки колчеданных руд, получены: из медных руд - кондиционный медный концентрат марки КМ-6, с извлечением меди 86 %; из медно-цинковых руд - кондиционный медный концентрат марки КМ-5, с извлечением меди 78 % и кондиционный цинковый концентрат КЦ-4, с извлечением цинка 73%. Из попутных компонентов в медные и цинковые концентраты извлекаются золото и серебро. Другие попутные компоненты, из-за низких содержаний, уходят в хвосты флотации.

Руды месторождения планируется перерабатывать на обогатительных фабриках №1 и №2 Актюбинской медной компании в соответствии с действующими технологическими регламентами.

2.7. Повариантный подсчет запасов выполнен геостатистическим методом в программе Micromine с применением 3-х бортовых содержаний цинка - 1,0; 0,8; 0,6%; меди - 0,9; 0,7; 0,5 % и серы – 35 %. Оконтуривание рудных тел, по простиранию и падению, проводилось с применением правил ограниченной экстраполяции. Заверка

подсчета запасов выполнена традиционным методом – вертикальных параллельных сечений по рудному телу 2, содержащему 64 % от общих запасов месторождения. Расхождения не превышают допустимых пределов.

По результатам технико-экономической оценки трех вариантов запасов для подсчета запасов рекомендуется сохранить параметры действующих кондиций: медно-колчеданные руды - бортовое содержание меди 0,7 %; медно-цинковые руды - бортовое содержание цинка 0,8 %.

Подсчитанные балансовые запасы по категории С₁ составили 47,8 % в целом по месторождению, в том числе для открытой добычи – 85,6 %, для подземной добычи – 38,9 %. В процессе добычи необходимо проводить опережающую эксплуатационную разведку с целью перевода запасов категории С₂ в категорию С₁, а также разделения руд на типы.

Запасы подсчитанных запасов месторождения Лиманное определены и представлены координатами угловых точек:

Номера точек	Географические координаты	
	Северная широта	Восточная долгота
1	49° 49' 22"	58° 42' 34"
2	49° 49' 31"	58° 42' 47"
3	49° 49' 21"	58° 43' 33"
4	49° 49' 18"	58° 43' 33"
5	49° 49' 17"	58° 43' 25"
6	49° 48' 51"	58° 43' 28"
7	49° 48' 25"	58° 43' 38"
8	49° 48' 04"	58° 43' 19"
9	49° 48' 05"	58° 42' 59"
10	49° 48' 25"	58° 42' 40"
11	49° 48' 47"	58° 42' 42"

2.8. Оработку запасов предполагается осуществлять из одного карьера глубиной 160 м, а также подземными выработка до глубины 860 м. Проектная производительность карьера по добыче руды - 1350 тыс. т; подземного рудника - 1500 тыс. т. Продолжительность отработки, с учетом развития и затухания горных работ, составит 27 лет; внутренняя норма прибыли - 19,4 %, срок окупаемости капитальных вложений 5,1 года.

3. ГКЗ РК ПОСТАНОВЛЯЕТ:

3.1. Утвердить параметры промышленных кондиций для условий открытой добычи и уточненные параметры промышленных кондиций для подземной добычи месторождения Лиманное в следующих значениях:

Для условий открытой добычи:

Для балансовых руд:

- подсчитать раздельно запасы медных и медно-цинковых руд;
- бортовое содержание цинка в пробе, включаемой в подсчет запасов при оконтуривании медно-цинковых руд по мощности - 0,8 %;
- бортовое содержание меди в пробе, включаемой в подсчет запасов при оконтуривании медных руд по мощности - 0,7 %;

- минимальная мощность рудного тела, включаемого в контур подсчета запасов - 1,0 м;
- максимальная допустимая мощность прослоев пород и некондиционных руд, включаемых в подсчет запасов - 3,0 м;
- в контурах запасов медных и медно-цинковых руд подсчитать запасы золота и серебра, квалифицировав их по категории С₂;

К забалансовым отнести:

- запасы медных руд, подсчитанные при бортовом содержании меди - 0,5 %;
- запасы медно-цинковых руд, подсчитанные при бортовом содержании цинка - 0,6 %;
- запасы серы, кобальта, индия, германия, селена, таллия, теллура, галлия, подсчитанные в балансовых рудах;
- запасы серно-колчеданных руд, подсчитанные при бортовом содержании серы в пробе - 35,0 %;
- запасы серы, подсчитанные в серно-колчеданных рудах.

Для условий подземной добычи:

Для балансовых руд:

- подсчитать отдельно запасы медных и медно-цинковых руд;
- бортовое содержание цинка в пробе, включаемой в подсчет запасов при оконтуривании медно-цинковых руд по мощности - 0,8 %;
- бортовое содержание меди в пробе, включаемой в подсчет запасов при оконтуривании медных руд по мощности - 0,7 %;
- минимальная мощность рудного тела, включаемого в контур подсчета запасов - 1,0 м;
- максимальная допустимая мощность прослоев пород и некондиционных руд, включаемых в подсчет запасов - 3,0 м;
- минимальное промышленное содержание условного металла в блоке: условного цинка в медно-цинковых рудах - 4,73 %; меди в медных рудах - 1,32 %;
- для приведения к содержанию условного цинка применить следующие переводные коэффициенты: цинка 1,0, меди 3,25;
- минимально учитываемые содержания компонентов при приведении к условному цинку: цинк 0,4 %, медь 0,3 %;
- в контурах запасов медных и медно-цинковых руд подсчитать запасы золота и серебра, квалифицировав их по категории С₂;

К забалансовым отнести:

- запасы медных руд, подсчитанные при бортовом содержании меди - 0,5 %;
- запасы медно-цинковых руд, подсчитанные при бортовом содержании цинка - 0,6 %;
- запасы медных и медно-цинковых руд, не отвечающие минимальному промышленному содержанию;
- запасы серы, кобальта, индия, германия, селена, таллия, теллура, галлия, подсчитанные в балансовых рудах;
- запасы серно-колчеданных руд, подсчитанные при бортовом содержании серы в пробе - 35,0 %;
- запасы серы, подсчитанные в серно-колчеданных рудах.

3.2. Утвердить по состоянию на 01.01.2023 г. запасы медных, медно-цинковых руд и металлов месторождения Лиманное в следующих количествах:

Показа- тели	Един. измер.	Балансовые запасы по категориям				Забалансовые запасы
		C ₁	C ₂	C ₁ +C ₂	забалансовые запасы попутных компонентов	
всего по месторождению:						
руда	тыс. т	15776,84	17260,78	33037,62	33037,62	6321,10
медь	тыс. т	297,27	244,29	541,56		39,78
цинк	тыс. т	157,33	399,81	557,14		36,94
золото	кг		13948,09	13948,09		1260,53
серебро	т		417,44	417,44		43,59
сера	тыс. т				13069,81	1327,84
кобальт	т				8771,59	1034,29
индий	т				113,63	
германий	т				20,35	
селен	т				2253,81	
таллий	т				84,35	
теллур	т				2968,69	
галлий	т				208,07	
средние содержания:						
медь	%	1,88	1,42	1,64		0,63
цинк	%	1,00	2,32	1,69		0,58
золото	г/т		0,42	0,42		0,20
серебро	г/т		12,64	12,64		6,90
сера	%				39,56	21,01
кобальт	%				0,027	0,016
индий	г/т				3,44	
германий	г/т				0,62	
селен	%				0,007	
таллий	г/т				2,55	
теллур	%				0,009	
галлий	г/т				6,30	
в том числе, медные руды:						
руда	тыс. т	10323,74	2675,49	12999,23	12999,23	3832,72
медь	тыс. т	213,44	58,49	271,93		28,90
цинк	тыс. т	25,14	10,02	35,16		6,60
золото	кг		3828,88	3828,88		757,41
серебро	т		91,73	91,73		17,08
сера	тыс. т				5316,49	765,08
кобальт	т				5545,09	666,98
индий	т				28,00	
германий	т				8,32	
селен	т				1039,94	
таллий	т				22,05	
теллур	т				610,36	
галлий	т				58,48	
средние содержания:						
медь	%	2,07	2,19	2,09		0,75
цинк	%	0,24	0,37	0,27		0,17
золото	г/т		0,29	0,29		0,20

Показа- тели	Един. измер.	Балансовые запасы по категориям				Забалансовые запасы
		C ₁	C ₂	C ₁ +C ₂	забалансовые запасы попутных компонентов	
серебро	г/т		7,06	7,06		4,46
сера	%				40,90	19,96
кобальт	%				0,043	0,017
индий	г/т				2,15	
германий	г/т				0,64	
селен	%				0,008	
таллий	г/т				1,70	
теллур	%				0,005	
галлий	г/т				4,50	
медно-цинковые руды:						
руда	тыс. т	5453,10	14585,29	20038,39	20038,39	2231,11
медь	тыс. т	83,83	185,80	269,63		10,88
цинк	тыс. т	132,19	389,79	521,98		30,34
золото	кг		10119,21	10119,21		503,12
серебро	т		325,71	325,71		26,51
сера	тыс. т				7753,32	460,23
кобальт	т				3226,50	367,31
индий	т				85,63	
германий	т				12,03	
селен	т				1213,87	
таллий	т				62,30	
теллур	т				2358,33	
галлий	т				149,59	
средние содержания:						
медь	%	1,54	1,27	1,35		0,49
цинк	%	2,42	2,67	2,6		1,36
золото	г/т		0,50	0,50		0,23
серебро	г/т		16,25	16,25		11,88
сера	%				38,69	20,63
кобальт	%				0,016	0,016
индий	г/т				4,27	
германий	г/т				0,60	
селен	%				0,006	
таллий	г/т				3,11	
теллур	%				0,012	
галлий	г/т				7,47	
серно-колчеданные руды:						
руда	тыс. т					257,27
сера	тыс. т					102,53
средние содержания:						
сера	%					39,85
в том числе, для открытой добычи, всего:						
руда	тыс. т	5336,24	895,54	6231,78	6231,78	762,06
медь	тыс. т	98,05	13,69	111,74		3,56
цинк	тыс. т	11,24	4,77	16,01		1,23

Показатели	Един. измер.	Балансовые запасы по категориям				Забалансовые запасы
		C ₁	C ₂	C ₁ +C ₂	забалансовые запасы попутных компонентов	
золото	кг		2013,42	2013,42		195,14
серебро	т		46,66	46,66		4,42
сера	тыс. т				2605,19	232,47
кобальт	т				3086,65	102,17
индий	т				12,81	
германий	т				3,97	
селен	т				498,54	
таллий	т				10,08	
теллур	т				192,74	
галлий	т				21,41	
<i>средние содержания:</i>						
медь	%	1,84	1,53	1,79		0,47
цинк	%	0,21	0,53	0,26		0,16
золото	г/т		0,32	0,32		0,26
серебро	г/т		7,49	7,49		5,8
сера	%				41,8	30,51
кобальт	%				0,050	0,013
индий	г/т				2,06	
германий	г/т				0,64	
селен	%				0,008	
таллий	г/т				1,62	
теллур	%				0,003	
галлий	г/т				3,44	
<i>в том числе, медные руды:</i>						
руда	тыс. т	4996,48	656,80	5653,28	5653,28	546,98
медь	тыс. т	94,46	11,63	106,09		3,06
цинк	тыс. т	5,36	1,18	6,54		0,69
золото	кг		1771,32	1771,32		174,83
серебро	т		39,34	39,34		3,80
сера	тыс. т				2400,34	167,98
кобальт	т				2980,60	88,45
индий	т				11,25	
германий	т				3,62	
селен	т				452,26	
таллий	т				9,27	
теллур	т				169,60	
галлий	т				19,33	
<i>средние содержания:</i>						
медь	%	1,89	1,77	1,88		0,56
цинк	%	0,11	0,18	0,12		0,13
золото	г/т		0,31	0,31		0,32
серебро	г/т		6,96	6,96		6,95
сера	%				42,46	30,71
кобальт	%				0,053	0,016
индий	г/т				1,99	

Показа- тели	Един. измер.	Балансовые запасы по категориям				Забалансовые запасы
		C ₁	C ₂	C ₁ +C ₂	забалансовые запасы попутных компонентов	
германий	г/т				0,64	
селен	%				0,008	
таллий	г/т				1,64	
теллур	%				0,003	
галлий	г/т				3,42	
медно-цинковые руды:						
руда	тыс. т	339,76	238,74	578,50	578,50	76,72
медь	тыс. т	3,59	2,06	5,65		0,50
цинк	тыс. т	5,88	3,59	9,47		0,54
золото	кг		242,10	242,10		20,31
серебро	т		7,32	7,32		0,62
сера	тыс. т				204,85	10,86
кобальт	т				106,05	13,72
индий	т				1,56	
германий	т				0,35	
селен	т				46,28	
таллий	т				0,81	
теллур	т				23,14	
галлий	т				2,08	
средние содержания:						
медь	%	1,06	0,86	0,98		0,65
цинк	%	1,73	1,50	1,64		0,70
золото	г/т		0,42	0,42		0,26
серебро	г/т		12,65	12,65		8,08
сера	%				35,41	14,16
кобальт	%				0,018	0,018
индий	г/т				2,70	
германий	г/т				0,60	
селен	%				0,008	
таллий	г/т				1,40	
теллур	%				0,004	
галлий	г/т				3,60	
серно-колчеданные руды:						
руда	тыс. т					138,36
сера	тыс. т					53,63
средние содержания:						
сера	%					38,76
руды подземной добычи, всего						
руда	тыс. т	10440,60	16365,24	26805,84	26805,84	5559,04
медь	тыс. т	199,22	230,60	429,82		36,22
цинк	тыс. т	146,09	395,04	541,13		35,71
золото	кг		11934,67	11934,67		1065,39
серебро	т		370,78	370,78		39,17
сера	тыс. т				10464,62	1095,37

Показатели	Един. измер.	Балансовые запасы по категориям				Забалансовые запасы
		C ₁	C ₂	C ₁ +C ₂	забалансовые запасы попутных компонентов	
кобальт	т				5684,94	932,12
индий	т				100,82	
германий	т				16,38	
селен	т				1755,27	
таллий	т				74,27	
теллур	т				2775,95	
галлий	т				186,66	
<i>средние содержания:</i>						
медь	%	1,91	1,41	1,6		0,65
цинк	%	1,40	2,41	2,02		0,64
золото	г/т		0,45	0,45		0,19
серебро	г/т		13,83	13,83		7,05
сера	%				39,04	19,7
кобальт	%				0,021	0,017
индий	г/т				3,76	
германий	г/т				0,61	
селен	%				0,007	
таллий	г/т				2,77	
теллур	%				0,010	
галлий	г/т				6,96	
<i>в том числе, медные руды:</i>						
руда	тыс. т	5327,26	2018,69	7345,95	7345,95	3285,74
медь	тыс. т	118,98	46,86	165,84		25,84
цинк	тыс. т	19,78	8,84	28,62		5,91
золото	кг		2057,56	2057,56		582,58
серебро	т		52,39	52,39		13,28
сера	тыс. т				2916,15	597,10
кобальт	т				2564,49	578,53
индий	т				16,75	
германий	т				4,70	
селен	т				587,68	
таллий	т				12,78	
теллур	т				440,76	
галлий	т				39,15	
<i>средние содержания:</i>						
медь	%	2,23	2,32	2,26		0,79
цинк	%	0,37	0,44	0,39		0,18
золото	г/т		0,28	0,28		0,18
серебро	г/т		7,13	7,13		4,04
сера	%				39,7	18,17
кобальт	%				0,035	0,018
индий	г/т				2,28	
германий	г/т				0,64	
селен	%				0,008	
таллий	г/т				1,74	

Показатели	Един. измер.	Балансовые запасы по категориям				Забалансовые запасы
		C ₁	C ₂	C ₁ +C ₂	забалансовые запасы попутных компонентов	
теллур	%				0,006	
галлий	г/т				5,33	
медно-цинковые руды:						
руда	тыс. т	5113,34	14346,55	19459,89	19459,89	2154,39
медь	тыс. т	80,24	183,74	263,98		10,38
цинк	тыс. т	126,31	386,2	512,51		29,80
золото	кг		9877,11	9877,11		482,81
серебро	т		318,39	318,39		25,89
сера	тыс. т				7548,47	449,37
кобальт	т				3120,45	353,59
индий	т				84,07	
германий	т				11,68	
селен	т				1167,59	
таллий	т				61,49	
теллур	т				2335,19	
галлий	т				147,51	
средние содержания:						
медь	%	1,57	1,28	1,36		0,48
цинк	%	2,47	2,69	2,63		1,38
золото	г/т		0,51	0,51		0,22
серебро	г/т		16,36	16,36		12,02
сера	%				38,79	20,86
кобальт	%				0,016	0,016
индий	г/т				4,32	
германий	г/т				0,60	
селен	%				0,006	
таллий	г/т				3,16	
теллур	%				0,012	
галлий	г/т				7,58	
серно-колчеданные руды:						
руда	тыс. т					118,91
сера	тыс. т					48,90
средние содержания:						
сера	%					41,12

Примечание: в запасах балансовых руд по сумме категорий C₁ + C₂ попутные компоненты (сера, кобальт, индий, германий, селен, таллий, теллур, галлий) учтены в качестве забалансовых.

3.3. Рекомендовать недропользователю (ТОО «Казгеоруд»):

- предусмотреть на начальном этапе добычи проведение опытно-промышленных испытаний по переработке упорных медно-цинковых руд, с целью выбора оптимального варианта Технологического регламента их переработки.
- провести дополнительные исследования по получению пиритового концентрата.

- в процессе проведения добычных работ уточнить их воздействия на окружающую среду;

- продолжить исследования по утилизации подземных вод, утилизации и переработке хвостов обогащения сульфидных руд.

3.4. Считать утратившими силу решение протокола ГКЗ РК № 2183-20-У от 26.06.2020г. в части утверждения промышленных кондиций и запасов месторождения Лиманное в связи с их переоценкой на современный период.

**Председатель Комитета геологии,
Председатель ГКЗ РК**



Акбаров Е.Е.

Приложение В
(обязательное)

Расчет параметров крепления горных выработок месторождения
Лиманное

Приложение № В

Расчет параметров крепления горных выработок
Месторождения «Лиманное»

2025

Оглавление

ИНФОРМАЦИЯ ОБ ИСПОЛНИТЕЛЕ РАБОТЫ.....	2
1 Расчет (Разминировка -341, R_{min}). Исходные данные.....	3
1.1 Параметры выработки:.....	3
1.2 Геологические данные:	3
1.3 Расчет устойчивости	4
Выводы.....	9
2 Расчет (Разминировка -341, $R_{ср}$). Исходные данные.....	10
2.1 Параметры выработки:.....	10
2.2 Геологические данные:	10
2.3 Расчет устойчивости	11
Выводы.....	16
3 Расчет (Выработки ОД -341, R_{min}). Исходные данные	17
3.1 Параметры выработки:.....	17
3.2 Геологические данные:	17
3.3 Расчет устойчивости	18
Выводы.....	23
4 Расчет (Выработки ОД -341, $R_{ср}$). Исходные данные.....	24
4.1 Параметры выработки:.....	24
4.2 Геологические данные:	24
4.3 Расчет устойчивости	25
Выводы.....	30
5 Расчет (Штрек -541, R_{min}). Исходные данные.....	31
5.1 Параметры выработки:.....	31
5.2 Геологические данные:	31
5.3 Расчет устойчивости	32
Выводы.....	37
6 Расчет (Штрек -541, $R_{ср}$). Исходные данные.....	38
6.1 Параметры выработки:.....	38
6.2 Геологические данные:	38
6.3 Расчет устойчивости	39
Выводы.....	44

ИНФОРМАЦИЯ ОБ ИСПОЛНИТЕЛЕ РАБОТЫ

Настоящая работа выполнена Обществом с ограниченной ответственностью «Бюро Горного Проектирования».

ООО «Бюро Горного Проектирования» оказывает услуги и выполняет предпроектные и проектные работы на строительство, реконструкцию, техническое перевооружение и закрытие горнорудных предприятий (шахт, карьеров и обогатительных фабрик), предприятий добывающей, перерабатывающей, автомобильной, машиностроительной и др. отраслей промышленности в полном объеме для любых регионов Российской Федерации, а также на объекты жилищно-гражданского и коммунально-бытового назначения, выполняет обследование зданий и сооружений, техническую экспертизу проектной и конструкторской документации.

Возможность осуществления данных функций подтверждена выпиской из реестра членов саморегулируемой организации. Регистрационный номер в реестре членов СРО 161, дата регистрации в реестре членов СРО 11.12.2018 г.

Компания работает при поддержке правительства г. Санкт-Петербург.

Почтовый адрес: 197342, Россия, Санкт-Петербург,
ул. Торжковская, дом 5 лит. А.
Телефон: +7 812 9263076
e-mail: info@gorburo.com

1 Расчет (Разминовка -341, Rmin). Исходные данные

1.1 Параметры выработки:

Наименование выработки: Разминовка гор. -341

Глубина заложения выработки: 620.00, м

Ширина выработки в проходке: 7.1, м

Взаимное положение: Одиночная выработка или камера

Срок службы выработки: не менее 15.0, лет

1.2 Геологические данные:

Направление к простиранию: Вдоль простирания, угол залегания пород: 0.0

Наименование пород: Изверженные породы (граниты, диориты, порфириды и др.)

Сопротивление одноосному сжатию (средн.): 124.4, МПа

Расстояние между трещинами (средн.): 1.0, м

Коэффициент, учитывающий отличие напряженного состояния массива горных пород по сравнению с напряженным состоянием, вызванным собственным весом толщи пород до поверхности: 1.50 – *по умолчанию 1,5*

ШИФР

Том

1.3 Расчет устойчивости

Расчет выбранного способа крепления производится в соответствии со «Строительными нормами и правилами» (СП 91.13330.2012 Подземные горные выработки. Актуализированная редакция СНиП II-94-80) и "Инструкции по выбору рамных податливых крепей горных выработок" (ВНИМИ, СПб, 1991).

В качестве критерия устойчивости пород следует принимать значение их смещений U на контуре поперечного сечения выработки за весь срок ее эксплуатации без крепи в соответствии с таблицей 1.

Таблица 1

Категория устойчивости пород	Оценка состояния устойчивости пород	Смещение U , мм		
		Осадочные породы (песчаники, алевролиты, аргиллиты, известняки, уголь и др.)	Изверженные породы (граниты, диориты, порфириды и др.)	Соляные породы (каменная соль, сильвинит, карналлит и др.)
I	Устойчивое	До 50	До 20	До 200
II	Среднеустойчивое	Св. 50 до 200	Св. 20 до 100	Св. 200 до 300
III	Неустойчивое	Св. 200 до 500	Св. 100 до 200	Св. 300 до 500
IV	Очень неустойчивое	Св. 500	Св. 200	Св. 500

Величина смещения определяется по формуле:

$$U = k_{\alpha} \cdot k_{\theta} \cdot k_s \cdot k_v \cdot k_t \cdot U_t,$$

где:

k_{α}	- коэффициент влияния угла залегания пород и направления проходки выработки относительно простирания пород или основных плоскостей трещиноватости;
k_{θ}	- коэффициент направления смещения пород;
k_s	- коэффициент влияния размера выработки.
k_v	- коэффициент воздействия других выработок;
k_t	- коэффициент влияния времени возведения крепи
U_t	- смещение пород, принятое за типовое, мм;

k_{α}	1
k_{θ}	0.35
k_s	1.22
k_v	1
k_t	1
U_t	19.54

ШИФР

Том

k_α - коэффициент влияния угла залегания пород и направления проходки выработки относительно простирания пород или основных плоскостей трещин, определяемый по таблице 2.

k_θ - коэффициент направления смещения пород: при определении смещений со стороны кровли или почвы (в вертикальном направлении) k_θ равен 1, при определении боковых смещений пород (в горизонтальном направлении) k_θ определяется по таблице 2.

Таблица 2

Направление проходки выработки	Коэффициенты k_α и k_θ при углах залегания пород α или основных плоскостей трещиноватости, град											
	до 20		30		40		50		60		св. 70	
	k_α	k_θ	k_α	k_θ	k_α	k_θ	k_α	k_θ	k_α	k_θ	k_α	k_θ
По простиранию	1,00	0,35	0,95	0,55	0,80	0,80	0,65	1,20	0,60	1,70	0,60	2,25
Вкрест простирания	0,70	0,55	0,60	0,80	0,45	0,95	0,25	0,95	0,20	0,80	0,15	0,55
Под углом к простиранию	0,85	0,45	0,80	0,65	0,65	0,90	0,45	1,05	0,35	1,10	0,35	0,95

С учетом направления проходки выработки Вдоль простирания и угла залегания пород 0,0, k_α принимаем 1, k_θ принимаем 0.35

Коэффициент влияния размера выработки k_s определяется о формуле:

$$k_s = 0,2 \cdot (b - 1),$$

где: $b = 7.1$ – ширина выработки в проходке (вчерне), м.

Таким образом $k_s = 1.22$

Коэффициент воздействия других выработок k_b , принимаемый для одиночных выработок и камер равным 1,0, для сопряжений с односторонним примыканием выработки - 1,4, для сложных сопряжений с примыканием выработок в виде двустороннего заезда или пересекающихся выработок - 1,6, для параллельных выработок, если расстояние между ними равно или более допустимого $L_d = (b_1 + b_2)k_L$, то $k_b = 1$. Если расстояние между параллельными выработками L менее L_d , то коэффициент k_b определяется по формуле:

$$k_b = \frac{L}{(b_1 + b_2)k_L},$$

При этом k_L определяется по таблице 3

ШИФР

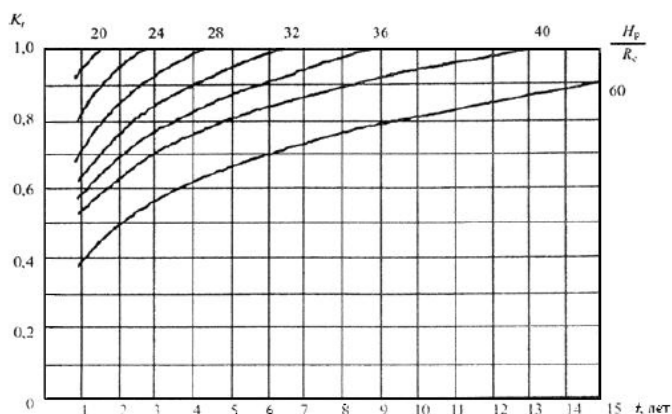
Том

Таблица 3

Расчетная глубина расположения выработки от поверхности H_p , м	Коэффициент k_L при расчетном сопротивлении R_c , МПа (кгс/см^2)							
	для выработок по простиранию				для выработок вкрест простирания			
	30 (300)	60 (600)	90 (900)	более 120 (1200)	30 (300)	60 (600)	90 (900)	более 120 (1200)
До 300	$\frac{3,5}{2,0}$	$\frac{1,8}{1,6}$	$\frac{1,5}{1,3}$	$\frac{1,2}{1,0}$	1,8	1,5	1,2	1,0
Св. 300 до 600	$\frac{4,0}{2,5}$	$\frac{2,0}{1,8}$	$\frac{1,7}{1,5}$	$\frac{1,4}{1,2}$	2,2	1,8	1,5	1,2
" 600 " 900	$\frac{4,5}{3,0}$	$\frac{2,5}{2,1}$	$\frac{2,0}{1,7}$	$\frac{1,6}{1,4}$	2,6	2,1	1,7	1,4
" 900 " 1200	$\frac{5,0}{3,5}$	$\frac{3,5}{3,0}$	$\frac{2,5}{2,0}$	$\frac{1,8}{1,6}$	3,0	2,5	2,0	1,5
Св. 1200	$\frac{5,5}{4,0}$	$\frac{4,0}{3,5}$	$\frac{3,0}{2,3}$	$\frac{2,0}{1,8}$	3,4	2,9	2,4	1,7
Примечание - В числителе k_L для выработок с углом α до 35° и в знаменателе - при угле α свыше 35° ; k_L для наклонных выработок принимают как для горизонтальных, пройденных по простиранию.								

Таким образом $k_v = 1$

Коэффициент влияния времени возведения крепи k_t для выработок, срок службы t которых более 15 лет, k_t равен 1, при t менее 15 лет k_t определяют по графикам, представленным на рисунке 1.


Рисунок 1 – Зависимость k_t от срока службы выработки

Таким образом $k_t = 1$

ШИФР

Том

Прочность массива горных пород R_s определяется по формуле:

$$R_s = R \cdot k_c,$$

где:

R - среднее значение сопротивления пород в образце одноосному сжатию, МПа;

k_c - коэффициент, учитывающий дополнительную нарушенность массива пород, определяемый по таблицам 4 и 5.

R	124.4
k_c	0.8

Таблица 4 – для определения k_c при $R \geq 30$ МПа

Среднее расстояние между поверхностями ослабления пород, м	Значение коэффициента k_c
Свыше 1,5	0,9
Менее 1,5 до 1	0,8
Менее 1 до 0,5	0,6
Менее 0,5 до 0,1	0,4
Менее 0,1	0,2

Таблица 5 – для определения k_c при $R < 30$ МПа

Место расположения выработки	Значение коэффициента k_c
Вне пликтивных нарушений с радиусом менее 300 м и вне зоны влияния дизъюнктивных нарушений на расстоянии от них более 4N (N – нормальная амплитуда нарушения, м)	0,9
В пликтивном нарушении с радиусом менее 300 м или вне зоны влияния дизъюнктивного нарушения на расстоянии от него от 4N до 1N	0,6
На расстоянии от дизъюнктивного нарушения менее 1N	0,3

Таким образом $R_s = 99.52$

Расчетная глубина расположения выработки находится по формуле:

$$H_p = H \cdot k,$$

где:

H - максимальная проектная глубина размещения выработки относительно поверхности, м;

k - коэффициент, учитывающий отличие напряженного состояния массива горных пород по сравнению с напряженным состоянием, вызванным собственным весом толщи пород до поверхности.

При отсутствии экспериментальных данных принимаем $k = 1,5$ в соответствии с СП 91.13330.2012

H	620.00
k	1.50

Таким образом $H_p = 930.00$

Значение смещения, принятого за типовое U_T определяется в зависимости от расчетных величин сопротивления пород сжатию R_c и расчетной глубины расположения выработки H_p по графику

ШИФР

Том

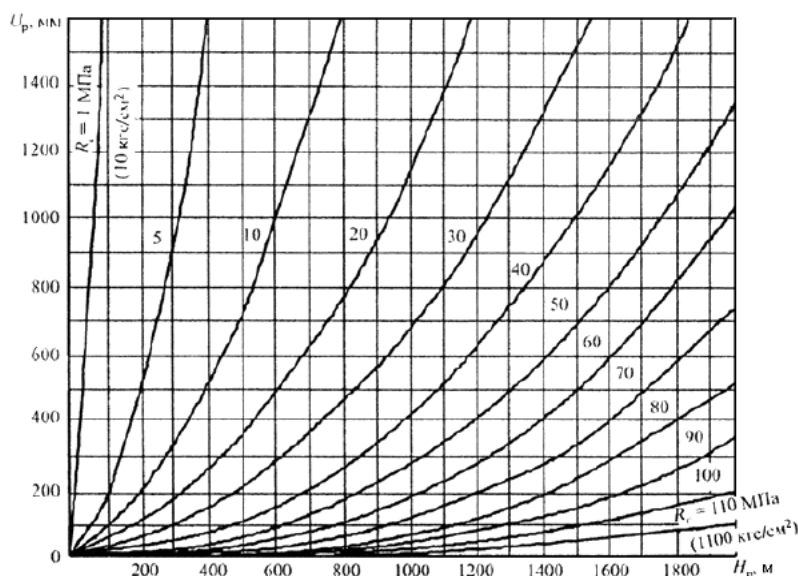


Рисунок 2 – График для определения типового смещения пород U_T

Тогда величина типового смещения принимается 19.54

Итоговая величина смещения в таком случае:

$$U = 1 \cdot 0.35 \cdot 1.22 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 19.54 = 8.34, \text{ мм}$$

Согласно таблице 1 с учетом величины смещения 8.34, мм для Изверженные породы (граниты, диориты, порфириды и др.) пород определяется I (устойчивое) категория устойчивости.

Тип крепи может быть определен исходя из категории устойчивости по таблице 6.

Таблица 6

Категория устойчивости	Тип крепи
I	анкерная или набрызгбетонная толщиной не менее 30 мм. В монолитных, малотрещиноватых породах допускается оставление выработки без крепи
II	монолитная бетонная, комбинированная из набрызгбетона толщиной не менее 50 мм с анкерами и металлической сеткой или без нее, рамная крепь из ж/б стоек с металлическими верхняками, сборная тубинговая, металлическая податливая крепь без обратного свода, анкер-металлическая, металлическая арочная крепь с набрызгбетонным покрытием и тампонажем закрепного пространства
III и IV	сборная тубинговая и блочная, а при соответствующем обосновании металлобетонная, металлическая податливая и анкер-металлическая, при этом в породах почвы I и II категории устойчивости в крепи указанных типов обратный свод не предусматривается. В осадочных породах почвы III и IV категории устойчивости и изверженных породах IV категории устойчивости крепи, как правило, должны быть с обратным сводом. Допускаются крепи без обратного свода, но с обязательным осуществлением мероприятий по уменьшению смещений почвы путем упрочнения пород цементацией, анкерованием или разгрузкой массива.

ШИФР

Том

Выводы

В результате проведенного расчета устойчивости пород при проходке Разминовки гор. -341 массиву присвоена I (устойчивое) категория устойчивости. Тип крепи выбран согласно таблицы 6 или выбран иной, при достаточном обосновании (наличии на предприятии рекомендаций по креплению подземных горных выработок или аналогичных документов и/или научно-исследовательских работ по обоснованию выбора типа крепи).

ШИФР

Том

2 Расчет (Разминовка -341, Rcp). Исходные данные

2.1 Параметры выработки:

Наименование выработки: Разминовка гор. -341

Глубина заложения выработки: 620.00, м

Ширина выработки в проходке: 7.1, м

Взаимное положение: Одиночная выработка или камера

Срок службы выработки: не менее 15.0, лет

2.2 Геологические данные:

Направление к простиранию: Вдоль простирания, угол залегания пород: 0.0

Наименование пород: Изверженные породы (граниты, диориты, порфириты и др.)

Сопротивление одноосному сжатию (средн.): 159.6, Мпа

Расстояние между трещинами (средн.): 1.0, м

Коэффициент, учитывающий отличие напряженного состояния массива горных пород по сравнению с напряженным состоянием, вызванным собственным весом толщи пород до поверхности: 1.50 – *по умолчанию 1,5*

ШИФР

Том

2.3 Расчет устойчивости

Расчет выбранного способа крепления производится в соответствии со «Строительными нормами и правилами» (СП 91.13330.2012 Подземные горные выработки. Актуализированная редакция СНиП II-94-80) и "Инструкции по выбору рамных податливых крепей горных выработок" (ВНИМИ, СПб, 1991).

В качестве критерия устойчивости пород следует принимать значение их смещений U на контуре поперечного сечения выработки за весь срок ее эксплуатации без крепи в соответствии с таблицей 1.

Таблица 7

Категория устойчивости пород	Оценка состояния устойчивости пород	Смещение U , мм		
		Осадочные породы (песчаники, алевролиты, аргиллиты, известняки, уголь и др.)	Изверженные породы (граниты, диориты, порфириды и др.)	Соляные породы (каменная соль, сильвинит, карналлит и др.)
I	Устойчивое	До 50	До 20	До 200
II	Среднеустойчивое	Св. 50 до 200	Св. 20 до 100	Св. 200 до 300
III	Неустойчивое	Св. 200 до 500	Св. 100 до 200	Св. 300 до 500
IV	Очень неустойчивое	Св. 500	Св. 200	Св. 500

Величина смещения определяется по формуле:

$$U = k_{\alpha} \cdot k_{\theta} \cdot k_s \cdot k_v \cdot k_t \cdot U_t,$$

где:

k_{α}	- коэффициент влияния угла залегания пород и направления проходки выработки относительно простирания пород или основных плоскостей трещиноватости;
k_{θ}	- коэффициент направления смещения пород;
k_s	- коэффициент влияния размера выработки.
k_v	- коэффициент воздействия других выработок;
k_t	- коэффициент влияния времени возведения крепи
U_t	- смещение пород, принятое за типовое, мм;

k_{α}	1
k_{θ}	0.35
k_s	1.22
k_v	1
k_t	1
U_t	0.0

ШИФР

Том

k_a - коэффициент влияния угла залегания пород и направления проходки выработки относительно простирания пород или основных плоскостей трещин, определяемый по таблице 2.

k_θ - коэффициент направления смещения пород: при определении смещений со стороны кровли или почвы (в вертикальном направлении) k_θ равен 1, при определении боковых смещений пород (в горизонтальном направлении) k_θ определяется по таблице 2.

Таблица 8

Направление проходки выработки	Коэффициенты k_a и k_θ при углах залегания пород α или основных плоскостей трещиноватости, град											
	до 20		30		40		50		60		св. 70	
	k_a	k_θ	k_a	k_θ	k_a	k_θ	k_a	k_θ	k_a	k_θ	k_a	k_θ
По простиранию	1,00	0,35	0,95	0,55	0,80	0,80	0,65	1,20	0,60	1,70	0,60	2,25
Вкрест простирания	0,70	0,55	0,60	0,80	0,45	0,95	0,25	0,95	0,20	0,80	0,15	0,55
Под углом к простиранию	0,85	0,45	0,80	0,65	0,65	0,90	0,45	1,05	0,35	1,10	0,35	0,95

С учетом направления проходки выработки Вдоль простирания и угла залегания пород 0,0, k_a принимаем 1, k_θ принимаем 0,35

Коэффициент влияния размера выработки k_s определяется о формуле:

$$k_s = 0,2 \cdot (b - 1),$$

где: $b = 7.1$ – ширина выработки в проходке (вчерне), м.

Таким образом $k_s = 1.22$

Коэффициент воздействия других выработок k_b , принимаемый для одиночных выработок и камер равным 1,0, для сопряжений с односторонним примыканием выработки - 1,4, для сложных сопряжений с примыканием выработок в виде двустороннего заезда или пересекающихся выработок - 1,6, для параллельных выработок, если расстояние между ними равно или более допустимого $L_d = (b_1 + b_2)k_L$, то $k_b = 1$. Если расстояние между параллельными выработками L менее L_d , то коэффициент k_b определяется по формуле:

$$k_b = \frac{L}{(b_1 + b_2)k_L},$$

При этом k_L определяется по таблице 3

ШИФР

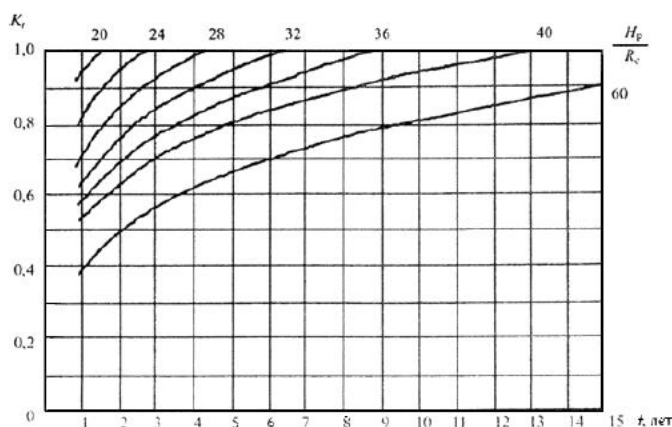
Том

Таблица 9

Расчетная глубина расположения выработки от поверхности H_p , м	Коэффициент k_L при расчетном сопротивлении R_c , МПа (кгс/см^2)							
	для выработок по простиранию				для выработок вкрест простирания			
	30 (300)	60 (600)	90 (900)	более 120 (1200)	30 (300)	60 (600)	90 (900)	более 120 (1200)
До 300	$\frac{3,5}{2,0}$	$\frac{1,8}{1,6}$	$\frac{1,5}{1,3}$	$\frac{1,2}{1,0}$	1,8	1,5	1,2	1,0
Св. 300 до 600	$\frac{4,0}{2,5}$	$\frac{2,0}{1,8}$	$\frac{1,7}{1,5}$	$\frac{1,4}{1,2}$	2,2	1,8	1,5	1,2
" 600 " 900	$\frac{4,5}{3,0}$	$\frac{2,5}{2,1}$	$\frac{2,0}{1,7}$	$\frac{1,6}{1,4}$	2,6	2,1	1,7	1,4
" 900 " 1200	$\frac{5,0}{3,5}$	$\frac{3,5}{3,0}$	$\frac{2,5}{2,0}$	$\frac{1,8}{1,6}$	3,0	2,5	2,0	1,5
Св. 1200	$\frac{5,5}{4,0}$	$\frac{4,0}{3,5}$	$\frac{3,0}{2,3}$	$\frac{2,0}{1,8}$	3,4	2,9	2,4	1,7
Примечание - В числителе k_L для выработок с углом α до 35° и в знаменателе - при угле α свыше 35° ; k_L для наклонных выработок принимают как для горизонтальных, пройденных по простиранию.								

Таким образом $k_v = 1$

Коэффициент влияния времени возведения крепи k_t для выработок, срок службы t которых более 15 лет, k_t равен 1, при t менее 15 лет k_t определяют по графикам, представленным на рисунке 1.


Рисунок 3 – Зависимость k_t от срока службы выработки

Таким образом $k_t = 1$

ШИФР

Том

Прочность массива горных пород R_s определяется по формуле:

$$R_s = R \cdot k_c,$$

где:

- R - среднее значение сопротивления пород в образце одноосному сжатию, МПа;
 k_c - коэффициент, учитывающий дополнительную нарушенность массива пород, определяемый по таблицам 4 и 5.

R	159.6
k_c	0.8

Таблица 10 – для определения k_c при $R \geq 30$ МПа

Среднее расстояние между поверхностями ослабления пород, м	Значение коэффициента k_c
Свыше 1,5	0,9
Менее 1,5 до 1	0,8
Менее 1 до 0,5	0,6
Менее 0,5 до 0,1	0,4
Менее 0,1	0,2

Таблица 11 – для определения k_c при $R < 30$ МПа

Место расположения выработки	Значение коэффициента k_c
Вне плективных нарушений с радиусом менее 300 м и вне зоны влияния дизъюнктивных нарушений на расстоянии от них более 4N (N – нормальная амплитуда нарушения, м)	0,9
В плективном нарушении с радиусом менее 300 м или вне зоны влияния дизъюнктивного нарушения на расстоянии от него от 4N до 1N	0,6
На расстоянии от дизъюнктивного нарушения менее 1N	0,3

Таким образом $R_s = 127.68$

Расчетная глубина расположения выработки находится по формуле:

$$H_p = H \cdot k,$$

где:

- H - максимальная проектная глубина размещения выработки относительно поверхности, м;
 k - коэффициент, учитывающий отличие напряженного состояния массива горных пород по сравнению с напряженным состоянием, вызванным собственным весом толщи пород до поверхности.

H	620.00
k	1.50

При отсутствии экспериментальных данных принимаем $k = 1,5$ в соответствии с СП 91.13330.2012

Таким образом $H_p = 930.00$

Значение смещения, принятого за типовое U_T определяется в зависимости от расчетных величин сопротивления пород сжатию R_c и расчетной глубины расположения выработки H_p по графику

ШИФР

Том

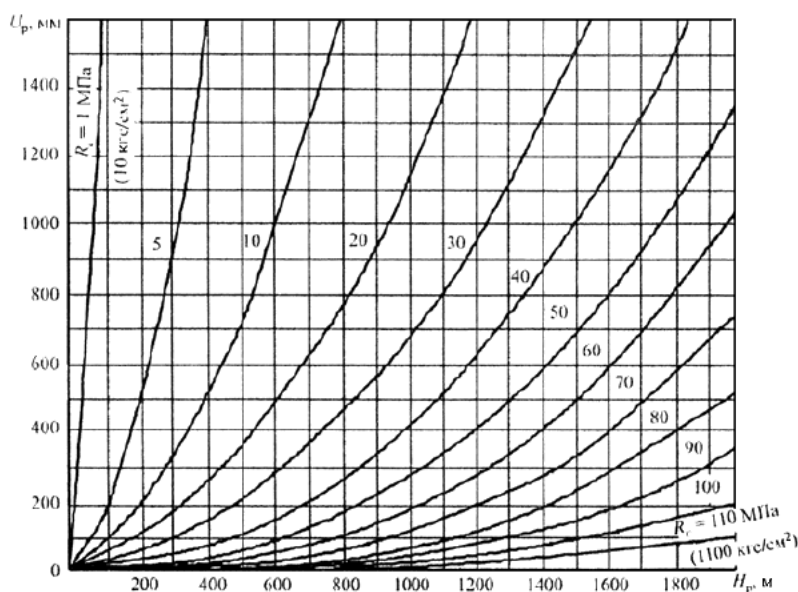


Рисунок 4 – График для определения типового смещения пород U_T

Тогда величина типового смещения принимается 0.0

Итоговая величина смещения в таком случае:

$$U = 1 \cdot 0.35 \cdot 1.22 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 0.0 = 0.0, \text{ мм}$$

Согласно таблице 1 с учетом величины смещения 0.0, мм для Изверженные породы (граниты, диориты, порфириды и др.) пород определяется I (устойчивое) категория устойчивости.

Тип крепи может быть определен исходя из категории устойчивости по таблице 6.

Таблица 12

Категория устойчивости	Тип крепи
I	анкерная или набрызгбетонная толщиной не менее 30 мм. В монолитных, малотрещиноватых породах допускается оставление выработки без крепи
II	монолитная бетонная, комбинированная из набрызгбетона толщиной не менее 50 мм с анкерами и металлической сеткой или без нее, рамная крепь из ж/б стоек с металлическими верхняками, сборная тюбинговая, металлическая податливая крепь без обратного свода, анкер-металлическая, металлическая арочная крепь с набрызгбетонным покрытием и тампонажем закрепного пространства
III и IV	сборная тюбинговая и блочная, а при соответствующем обосновании металлобетонная, металлическая податливая и анкер-металлическая, при этом в породах почвы I и II категории устойчивости в крепи указанных типов обратный свод не предусматривается. В осадчных породах почвы III и IV категории устойчивости и изверженных породах IV категории устойчивости крепи, как правило, должны быть с обратным сводом. Допускаются крепи без обратного свода, но с обязательным осуществлением мероприятий по уменьшению смещений почвы путем упрочнения пород цементацией, анкерованием или разгрузкой массива.

ШИФР

Том

Выводы

В результате проведенного расчета устойчивости пород при проходке Разминка гор. -341 массиву присвоена I (устойчивое) категория устойчивости. Тип крепи выбран согласно таблицы 6 или выбран иной, при достаточном обосновании (наличии на предприятии рекомендаций по креплению подземных горных выработок или аналогичных документов и/или научно-исследовательских работ по обоснованию выбора типа крепи).

ШИФР

Том

3 Расчет (Выработки ОД -341, Rmin). Исходные данные

3.1 Параметры выработки:

Наименование выработки: Выработки ОД -341

Глубина заложения выработки: 620.00, м

Ширина выработки в проходке: 4.9, м

Взаимное положение: Одиночная выработка или камера

Срок службы выработки: не менее 15.0, лет

3.2 Геологические данные:

Направление к простирацию: Вдоль простираия, угол залегания пород: 0.0

Наименование пород: Изверженные породы (граниты, диориты, порфириты и др.)

Сопротивление одноосному сжатию (средн.): 124.4, Мпа

Расстояние между трещинами (средн.): 0.5, м

Коэффициент, учитывающий отличие напряженного состояния массива горных пород по сравнению с напряженным состоянием, вызванным собственным весом толщи пород до поверхности: 1.50 – *по умолчанию 1,5*

ШИФР

Том

3.3 Расчет устойчивости

Расчет выбранного способа крепления производится в соответствии со «Строительными нормами и правилами» (СП 91.13330.2012 Подземные горные выработки. Актуализированная редакция СНиП II-94-80) и "Инструкции по выбору рамных податливых крепей горных выработок" (ВНИМИ, СПб, 1991).

В качестве критерия устойчивости пород следует принимать значение их смещений U на контуре поперечного сечения выработки за весь срок ее эксплуатации без крепи в соответствии с таблицей 1.

Таблица 13

Категория устойчивости пород	Оценка состояния устойчивости пород	Смещение U , мм		
		Осадочные породы (песчаники, алевролиты, аргиллиты, известняки, уголь и др.)	Изверженные породы (граниты, диориты, порфириты и др.)	Соляные породы (каменная соль, сильвинит, карналлит и др.)
I	Устойчивое	До 50	До 20	До 200
II	Среднеустойчивое	Св. 50 до 200	Св. 20 до 100	Св. 200 до 300
III	Неустойчивое	Св. 200 до 500	Св. 100 до 200	Св. 300 до 500
IV	Очень неустойчивое	Св. 500	Св. 200	Св. 500

Величина смещения определяется по формуле:

$$U = k_{\alpha} \cdot k_{\theta} \cdot k_s \cdot k_v \cdot k_t \cdot U_t,$$

где:

- k_{α} - коэффициент влияния угла залегания пород и направления проходки выработки относительно простирания пород или основных плоскостей трещиноватости;
- k_{θ} - коэффициент направления смещения пород;
- k_s - коэффициент влияния размера выработки.
- k_v - коэффициент воздействия других выработок;
- k_t - коэффициент влияния времени возведения крепи
- U_t - смещение пород, принятое за типовое, мм;

k_{α}	1
k_{θ}	0.35
k_s	0.78
k_v	1
k_t	1
U_t	89.53

ШИФР

Том

k_a - коэффициент влияния угла залегания пород и направления проходки выработки относительно простирания пород или основных плоскостей трещиноватости, определяемый по таблице 2.

k_θ - коэффициент направления смещения пород: при определении смещений со стороны кровли или почвы (в вертикальном направлении) k_θ равен 1, при определении боковых смещений пород (в горизонтальном направлении) k_θ определяется по таблице 2.

Таблица 14

Направление проходки выработки	Коэффициенты k_a и k_θ при углах залегания пород α или основных плоскостей трещиноватости, град											
	до 20		30		40		50		60		св. 70	
	k_a	k_θ	k_a	k_θ	k_a	k_θ	k_a	k_θ	k_a	k_θ	k_a	k_θ
По простиранию	1,00	0,35	0,95	0,55	0,80	0,80	0,65	1,20	0,60	1,70	0,60	2,25
Вкрест простирания	0,70	0,55	0,60	0,80	0,45	0,95	0,25	0,95	0,20	0,80	0,15	0,55
Под углом к простиранию	0,85	0,45	0,80	0,65	0,65	0,90	0,45	1,05	0,35	1,10	0,35	0,95

С учетом направления проходки выработки Вдоль простирания и угла залегания пород 0,0, k_a принимаем 1, k_θ принимаем 0,35

Коэффициент влияния размера выработки k_s определяется о формуле:

$$k_s = 0,2 \cdot (b - 1),$$

где: $b = 4,9$ – ширина выработки в проходке (вчерне), м.

Таким образом $k_s = 0,78$

Коэффициент воздействия других выработок k_b , принимаемый для одиночных выработок и камер равным 1,0, для сопряжений с односторонним примыканием выработки - 1,4, для сложных сопряжений с примыканием выработок в виде двустороннего заезда или пересекающихся выработок - 1,6, для параллельных выработок, если расстояние между ними равно или более допустимого $L_d = (b_1 + b_2)k_L$, то $k_b = 1$. Если расстояние между параллельными выработками L менее L_d , то коэффициент k_b определяется по формуле:

$$k_b = \frac{L}{(b_1 + b_2)k_L},$$

При этом k_L определяется по таблице 3

ШИФР

Том

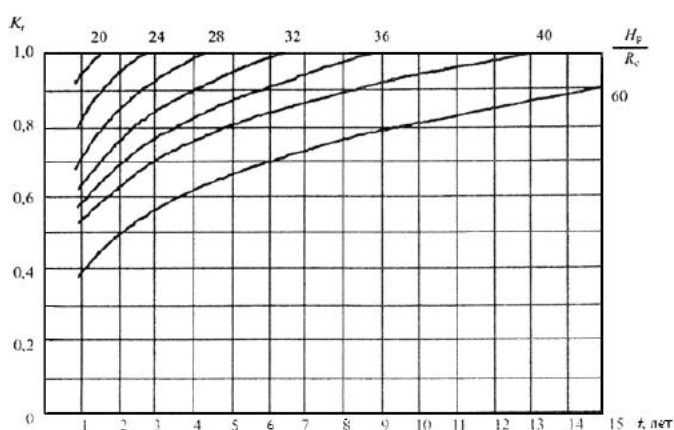
Таблица 15

Расчетная глубина расположения выработки от поверхности H_p , м	Коэффициент k_L при расчетном сопротивлении R_c , МПа (кгс/см ²)							
	для выработок по простиранию				для выработок вкрест простирания			
	30 (300)	60 (600)	90 (900)	более 120 (1200)	30 (300)	60 (600)	90 (900)	более 120 (1200)
До 300	$\frac{3,5}{2,0}$	$\frac{1,8}{1,6}$	$\frac{1,5}{1,3}$	$\frac{1,2}{1,0}$	1,8	1,5	1,2	1,0
Св. 300 до 600	$\frac{4,0}{2,5}$	$\frac{2,0}{1,8}$	$\frac{1,7}{1,5}$	$\frac{1,4}{1,2}$	2,2	1,8	1,5	1,2
" 600 " 900	$\frac{4,5}{3,0}$	$\frac{2,5}{2,1}$	$\frac{2,0}{1,7}$	$\frac{1,6}{1,4}$	2,6	2,1	1,7	1,4
" 900 " 1200	$\frac{5,0}{3,5}$	$\frac{3,5}{3,0}$	$\frac{2,5}{2,0}$	$\frac{1,8}{1,6}$	3,0	2,5	2,0	1,5
Св. 1200	$\frac{5,5}{4,0}$	$\frac{4,0}{3,5}$	$\frac{3,0}{2,3}$	$\frac{2,0}{1,8}$	3,4	2,9	2,4	1,7

Примечание - В числителе k_L для выработок с углом α до 35° и в знаменателе - при угле α свыше 35°; k_L для наклонных выработок принимают как для горизонтальных, пройденных по простиранию.

Таким образом $k_v = 1$

Коэффициент влияния времени возведения крепи k_t для выработок, срок службы t которых более 15 лет, k_t равен 1, при t менее 15 лет k_t определяют по графикам, представленным на рисунке 1.


Рисунок 5 – Зависимость k_t от срока службы выработки

Таким образом $k_t = 1$

ШИФР

Том

Прочность массива горных пород R_s определяется по формуле:

$$R_s = R \cdot k_c,$$

где:

- R - среднее значение сопротивления пород в образце одноосному сжатию, МПа;
 k_c - коэффициент, учитывающий дополнительную нарушенность массива пород, определяемый по таблицам 4 и 5.

R	124.4
k_c	0.6

Таблица 16 – для определения k_c при $R \geq 30$ МПа

Среднее расстояние между поверхностями ослабления пород, м	Значение коэффициента k_c
Свыше 1,5	0,9
Менее 1,5 до 1	0,8
Менее 1 до 0,5	0,6
Менее 0,5 до 0,1	0,4
Менее 0,1	0,2

Таблица 17 – для определения k_c при $R < 30$ МПа

Место расположения выработки	Значение коэффициента k_c
Вне пликтивных нарушений с радиусом менее 300 м и вне зоны влияния дизъюнктивных нарушений на расстоянии от них более 4N (N – нормальная амплитуда нарушения, м)	0,9
В пликтивном нарушении с радиусом менее 300 м или вне зоны влияния дизъюнктивного нарушения на расстоянии от него от 4N до 1N	0,6
На расстоянии от дизъюнктивного нарушения менее 1N	0,3

Таким образом $R_s = 74.64$

Расчетная глубина расположения выработки находится по формуле:

$$H_p = H \cdot k,$$

где:

- H - максимальная проектная глубина размещения выработки относительно поверхности, м;
 k - коэффициент, учитывающий отличие напряженного состояния массива горных пород по сравнению с напряженным состоянием, вызванным собственным весом толщи пород до поверхности.
 При отсутствии экспериментальных данных принимаем $k = 1,5$ в соответствии с СП 91.13330.2012

H	620.00
k	1.50

Таким образом $H_p = 930.00$

Значение смещения, принятого за типовое U_T определяется в зависимости от расчетных величин сопротивления пород сжатию R_c и расчетной глубины расположения выработки H_p по графику

ШИФР

Том

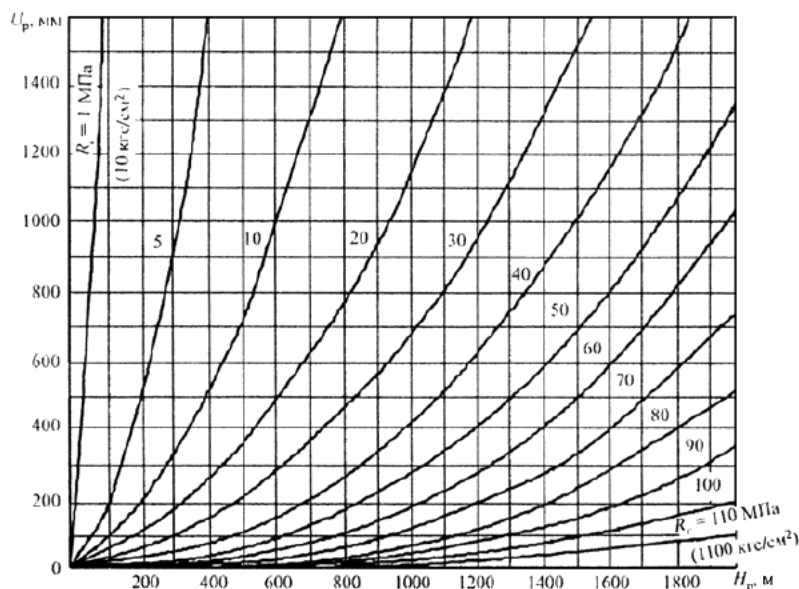


Рисунок 6 – График для определения типового смещения пород U_T

Тогда величина типового смещения принимается 89.53

Итоговая величина смещения в таком случае:

$$U = 1 \cdot 0.35 \cdot 0.78 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 89.53 = 24.44, \text{ мм}$$

Согласно таблице 1 с учетом величины смещения 24.44, мм для Изверженные породы (граниты, диориты, порфириды и др.) пород определяется II (среднеустойчивое) категория устойчивости.

Тип крепи может быть определен исходя из категории устойчивости по таблице 6.

Таблица 18

Категория устойчивости	Тип крепи
I	анкерная или набрызгбетонная толщиной не менее 30 мм. В монолитных, малотрещиноватых породах допускается оставление выработки без крепи
II	монолитная бетонная, комбинированная из набрызгбетона толщиной не менее 50 мм с анкерами и металлической сеткой или без нее, рамная крепь из ж/б стоек с металлическими верхняками, сборная тюбинговая, металлическая податливая крепь без обратного свода, анкер-металлическая, металлическая арочная крепь с набрызгбетонным покрытием и тампонажем закрепного пространства
III и IV	сборная тюбинговая и блочная, а при соответствующем обосновании металобетонная, металлическая податливая и анкер-металлическая, при этом в породах почвы I и II категории устойчивости в крепи указанных типов обратный свод не предусматривается. В осадчных породах почвы III и IV категории устойчивости и изверженных породах IV категории устойчивости крепи, как правило, должны быть с обратным сводом. Допускаются крепи без обратного свода, но с обязательным осуществлением мероприятий по уменьшению смещений почвы путем упрочнения пород цементацией, анкерованием или разгрузкой массива.

ШИФР

Том

Выводы

В результате проведенного расчета устойчивости пород при проходке Выработок ОД гор. -341 массиву присвоена II (среднеустойчивое) категория устойчивости. Тип крепи выбран согласно таблицы 6 или выбран иной, при достаточном обосновании (наличии на предприятии рекомендаций по креплению подземных горных выработок или аналогичных документов и/или научно-исследовательских работ по обоснованию выбора типа крепи).

ШИФР

Том

4 Расчет (Выработки ОД -341, Rcp). Исходные данные

4.1 Параметры выработки:

Наименование выработки: Выработки ОД гор. -341

Глубина заложения выработки: 620.00, м

Ширина выработки в проходке: 4.9, м

Взаимное положение: Одиночная выработка или камера

Срок службы выработки: не менее 15.0, лет

4.2 Геологические данные:

Направление к простиранию: Вдоль простирания, угол залегания пород: 0.0

Наименование пород: Изверженные породы (граниты, диориты, порфириды и др.)

Сопротивление одноосному сжатию (средн.): 159.6, Мпа

Расстояние между трещинами (средн.): 0.5, м

Коэффициент, учитывающий отличие напряженного состояния массива горных пород по сравнению с напряженным состоянием, вызванным собственным весом толщи пород до поверхности: 1.50 – *по умолчанию 1,5*

ШИФР

Том

4.3 Расчет устойчивости

Расчет выбранного способа крепления производится в соответствии со «Строительными нормами и правилами» (СП 91.13330.2012 Подземные горные выработки. Актуализированная редакция СНиП II-94-80) и "Инструкции по выбору рамных податливых крепей горных выработок" (ВНИМИ, СПб, 1991).

В качестве критерия устойчивости пород следует принимать значение их смещений U на контуре поперечного сечения выработки за весь срок ее эксплуатации без крепи в соответствии с таблицей 1.

Таблица 19

Категория устойчивости пород	Оценка состояния устойчивости пород	Смещение U , мм		
		Осадочные породы (песчаники, алевролиты, аргиллиты, известняки, уголь и др.)	Изверженные породы (граниты, диориты, порфириды и др.)	Соляные породы (каменная соль, сильвинит, карналлит и др.)
I	Устойчивое	До 50	До 20	До 200
II	Среднеустойчивое	Св. 50 до 200	Св. 20 до 100	Св. 200 до 300
III	Неустойчивое	Св. 200 до 500	Св. 100 до 200	Св. 300 до 500
IV	Очень неустойчивое	Св. 500	Св. 200	Св. 500

Величина смещения определяется по формуле:

$$U = k_{\alpha} \cdot k_{\theta} \cdot k_s \cdot k_v \cdot k_t \cdot U_t,$$

где:

k_{α}	- коэффициент влияния угла залегания пород и направления проходки выработки относительно простирания пород или основных плоскостей трещиноватости;	k_{α}	1
k_{θ}	- коэффициент направления смещения пород;	k_{θ}	0.35
k_s	- коэффициент влияния размера выработки.	k_s	0.78
k_v	- коэффициент воздействия других выработок;	k_v	1
k_t	- коэффициент влияния времени возведения крепи	k_t	1
U_t	- смещение пород, принятое за типовое, мм;	U_t	27.01

ШИФР

Том

k_a - коэффициент влияния угла залегания пород и направления проходки выработки относительно простирания пород или основных плоскостей трещиноватости, определяемый по таблице 2.

k_θ - коэффициент направления смещения пород: при определении смещений со стороны кровли или почвы (в вертикальном направлении) k_θ равен 1, при определении боковых смещений пород (в горизонтальном направлении) k_θ определяется по таблице 2.

Таблица 20

Направление проходки выработки	Коэффициенты k_a и k_θ при углах залегания пород α или основных плоскостей трещиноватости, град											
	до 20		30		40		50		60		св. 70	
	k_a	k_θ	k_a	k_θ	k_a	k_θ	k_a	k_θ	k_a	k_θ	k_a	k_θ
По простиранию	1,00	0,35	0,95	0,55	0,80	0,80	0,65	1,20	0,60	1,70	0,60	2,25
Вкрест простирания	0,70	0,55	0,60	0,80	0,45	0,95	0,25	0,95	0,20	0,80	0,15	0,55
Под углом к простиранию	0,85	0,45	0,80	0,65	0,65	0,90	0,45	1,05	0,35	1,10	0,35	0,95

С учетом направления проходки выработки Вдоль простирания и угла залегания пород 0.0, k_a принимаем 1, k_θ принимаем 0.35

Коэффициент влияния размера выработки k_s определяется о формуле:

$$k_s = 0,2 \cdot (b - 1),$$

где: $b = 4.9$ – ширина выработки в проходке (вчерне), м.

Таким образом $k_s = 0.78$

Коэффициент воздействия других выработок k_b , принимаемый для одиночных выработок и камер равным 1,0, для сопряжений с односторонним примыканием выработки - 1,4, для сложных сопряжений с примыканием выработок в виде двустороннего заезда или пересекающихся выработок - 1,6, для параллельных выработок, если расстояние между ними равно или более допустимого $L_d = (b_1 + b_2)k_L$, то $k_b = 1$. Если расстояние между параллельными выработками L менее L_d , то коэффициент k_b определяется по формуле:

$$k_b = \frac{L}{(b_1 + b_2)k_L},$$

При этом k_L определяется по таблице 3

ШИФР

Том

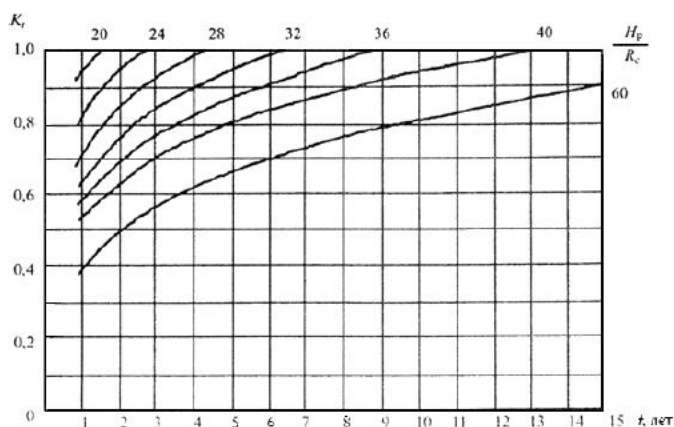
Таблица 21

Расчетная глубина расположения выработки от поверхности H_p , м	Коэффициент k_L при расчетном сопротивлении R_c , МПа (кгс/см ²)							
	для выработок по простиранию				для выработок вкрест простирания			
	30 (300)	60 (600)	90 (900)	более 120 (1200)	30 (300)	60 (600)	90 (900)	более 120 (1200)
До 300	$\frac{3,5}{2,0}$	$\frac{1,8}{1,6}$	$\frac{1,5}{1,3}$	$\frac{1,2}{1,0}$	1,8	1,5	1,2	1,0
Св. 300 до 600	$\frac{4,0}{2,5}$	$\frac{2,0}{1,8}$	$\frac{1,7}{1,5}$	$\frac{1,4}{1,2}$	2,2	1,8	1,5	1,2
" 600 " 900	$\frac{4,5}{3,0}$	$\frac{2,5}{2,1}$	$\frac{2,0}{1,7}$	$\frac{1,6}{1,4}$	2,6	2,1	1,7	1,4
" 900 " 1200	$\frac{5,0}{3,5}$	$\frac{3,5}{3,0}$	$\frac{2,5}{2,0}$	$\frac{1,8}{1,6}$	3,0	2,5	2,0	1,5
Св. 1200	$\frac{5,5}{4,0}$	$\frac{4,0}{3,5}$	$\frac{3,0}{2,3}$	$\frac{2,0}{1,8}$	3,4	2,9	2,4	1,7

Примечание - В числителе k_L для выработок с углом α до 35° и в знаменателе - при угле α свыше 35°; k_L для наклонных выработок принимают как для горизонтальных, пройденных по простиранию.

Таким образом $k_v = 1$

Коэффициент влияния времени возведения крепи k_t для выработок, срок службы t которых более 15 лет, k_t равен 1, при t менее 15 лет k_t определяют по графикам, представленным на рисунке 1.


Рисунок 7 – Зависимость k_t от срока службы выработки

Таким образом $k_t = 1$

ШИФР

Том

Прочность массива горных пород R_s определяется по формуле:

$$R_s = R \cdot k_c,$$

где:

- R - среднее значение сопротивления пород в образце одноосному сжатию, МПа;
 k_c - коэффициент, учитывающий дополнительную нарушенность массива пород, определяемый по таблицам 4 и 5.

R	159.6
k_c	0.6

Таблица 22 – для определения k_c при $R \geq 30$ МПа

Среднее расстояние между поверхностями ослабления пород, м	Значение коэффициента k_c
Свыше 1,5	0,9
Менее 1,5 до 1	0,8
Менее 1 до 0,5	0,6
Менее 0,5 до 0,1	0,4
Менее 0,1	0,2

Таблица 23 – для определения k_c при $R < 30$ МПа

Место расположения выработки	Значение коэффициента k_c
Вне пликтивных нарушений с радиусом менее 300 м и вне зоны влияния дизъюнктивных нарушений на расстоянии от них более 4N (N – нормальная амплитуда нарушения, м)	0,9
В пликтивном нарушении с радиусом менее 300 м или вне зоны влияния дизъюнктивного нарушения на расстоянии от него от 4N до 1N	0,6
На расстоянии от дизъюнктивного нарушения менее 1N	0,3

Таким образом $R_s = 95.76$

Расчетная глубина расположения выработки находится по формуле:

$$H_p = H \cdot k,$$

где:

- H - максимальная проектная глубина размещения выработки относительно поверхности, м;
 k - коэффициент, учитывающий отличие напряженного состояния массива горных пород по сравнению с напряженным состоянием, вызванным собственным весом толщи пород до поверхности.

H	620.00
k	1.50

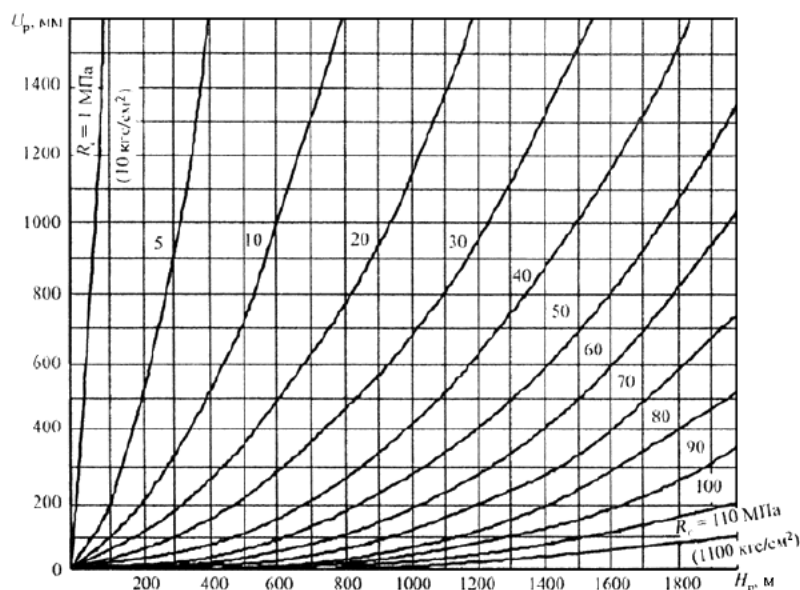
При отсутствии экспериментальных данных принимаем $k = 1,5$ в соответствии с СП 91.13330.2012

Таким образом $H_p = 930.00$

Значение смещения, принятого за типовое U_T определяется в зависимости от расчетных величин сопротивления пород сжатию R_c и расчетной глубины расположения выработки H_p по графику

ШИФР

Том


Рисунок 8 – График для определения типового смещения пород U_T

Тогда величина типового смещения принимается 27.01

Итоговая величина смещения в таком случае:

$$U = 1 \cdot 0.35 \cdot 0.78 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 27.01 = 7.37, \text{ мм}$$

Согласно таблице 1 с учетом величины смещения 7.37, мм для Изверженные породы (граниты, диориты, порфириды и др.) пород определяется I (устойчивое) категория устойчивости.

Тип крепи может быть определен исходя из категории устойчивости по таблице 6.

Таблица 24

Категория устойчивости	Тип крепи
I	анкерная или набрызгбетонная толщиной не менее 30 мм. В монолитных, малотрещиноватых породах допускается оставление выработки без крепи
II	монолитная бетонная, комбинированная из набрызгбетона толщиной не менее 50 мм с анкерами и металлической сеткой или без нее, рамная крепь из ж/б стоек с металлическими верхняками, сборная тюбинговая, металлическая податливая крепь без обратного свода, анкер-металлическая, металлическая арочная крепь с набрызгбетонным покрытием и тампонажем закрепного пространства
III и IV	сборная тюбинговая и блочная, а при соответствующем обосновании металлобетонная, металлическая податливая и анкер-металлическая, при этом в породах почвы I и II категории устойчивости в крепи указанных типов обратный свод не предусматривается. В осадчных породах почвы III и IV категории устойчивости и изверженных породах IV категории устойчивости крепи, как правило, должны быть с обратным сводом. Допускаются крепи без обратного свода, но с обязательным осуществлением мероприятий по уменьшению смещений почвы путем упрочнения пород цементацией, анкерованием или разгрузкой массива.

ШИФР

Том

Выводы

В результате проведенного расчета устойчивости пород при проходке Выработок ОД гор. -341 массиву присвоена I (устойчивое) категория устойчивости. Тип крепи выбран согласно таблицы 6 или выбран иной, при достаточном обосновании (наличии на предприятии рекомендаций по креплению подземных горных выработок или аналогичных документов и/или научно-исследовательских работ по обоснованию выбора типа крепи).

ШИФР

Том

5 Расчет (Штрек -541, Rmin). Исходные данные

5.1 Параметры выработки:

Наименование выработки: Штрек гор. -541

Глубина заложения выработки: 820.00, м

Ширина выработки в проходке: 4.6, м

Взаимное положение: Одиночная выработка или камера

Срок службы выработки: не менее 15.0, лет

5.2 Геологические данные:

Направление к простиранию: Вдоль простирания, угол залегания пород: 0.0

Наименование пород: Изверженные породы (граниты, диориты, порфириты и др.)

Сопротивление одноосному сжатию (средн.): 124.4, Мпа

Расстояние между трещинами (средн.): 0.5, м

Коэффициент, учитывающий отличие напряженного состояния массива горных пород по сравнению с напряженным состоянием, вызванным собственным весом толщи пород до поверхности: 1.50 – *по умолчанию 1,5*

ШИФР

Том

5.3 Расчет устойчивости

Расчет выбранного способа крепления производится в соответствии со «Строительными нормами и правилами» (СП 91.13330.2012 Подземные горные выработки. Актуализированная редакция СНиП II-94-80) и "Инструкции по выбору рамных податливых крепей горных выработок" (ВНИМИ, СПб, 1991).

В качестве критерия устойчивости пород следует принимать значение их смещений U на контуре поперечного сечения выработки за весь срок ее эксплуатации без крепи в соответствии с таблицей 1.

Таблица 25

Категория устойчивости пород	Оценка состояния устойчивости пород	Смещение U , мм		
		Осадочные породы (песчаники, алевролиты, аргиллиты, известняки, уголь и др.)	Изверженные породы (граниты, диориты, порфириды и др.)	Соляные породы (каменная соль, сильвинит, карналлит и др.)
I	Устойчивое	До 50	До 20	До 200
II	Среднеустойчивое	Св. 50 до 200	Св. 20 до 100	Св. 200 до 300
III	Неустойчивое	Св. 200 до 500	Св. 100 до 200	Св. 300 до 500
IV	Очень неустойчивое	Св. 500	Св. 200	Св. 500

Величина смещения определяется по формуле:

$$U = k_{\alpha} \cdot k_{\theta} \cdot k_s \cdot k_v \cdot k_t \cdot U_t,$$

где:

- k_{α} - коэффициент влияния угла залегания пород и направления проходки выработки относительно простирания пород или основных плоскостей трещиноватости;
- k_{θ} - коэффициент направления смещения пород;
- k_s - коэффициент влияния размера выработки.
- k_v - коэффициент воздействия других выработок;
- k_t - коэффициент влияния времени возведения крепи
- U_t - смещение пород, принятое за типовое, мм;

k_{α}	1
k_{θ}	0.35
k_s	0.72
k_v	1
k_t	1
U_t	179.4

ШИФР

Том

k_a - коэффициент влияния угла залегания пород и направления проходки выработки относительно простирания пород или основных плоскостей трещин, определяемый по таблице 2.

k_θ - коэффициент направления смещения пород: при определении смещений со стороны кровли или почвы (в вертикальном направлении) k_θ равен 1, при определении боковых смещений пород (в горизонтальном направлении) k_θ определяется по таблице 2.

Таблица 26

Направление проходки выработки	Коэффициенты k_a и k_θ при углах залегания пород α или основных плоскостей трещиноватости, град											
	до 20		30		40		50		60		св. 70	
	k_a	k_θ	k_a	k_θ	k_a	k_θ	k_a	k_θ	k_a	k_θ	k_a	k_θ
По простиранию	1,00	0,35	0,95	0,55	0,80	0,80	0,65	1,20	0,60	1,70	0,60	2,25
Вкрест простирания	0,70	0,55	0,60	0,80	0,45	0,95	0,25	0,95	0,20	0,80	0,15	0,55
Под углом к простиранию	0,85	0,45	0,80	0,65	0,65	0,90	0,45	1,05	0,35	1,10	0,35	0,95

С учетом направления проходки выработки Вдоль простирания и угла залегания пород 0,0, k_a принимаем 1, k_θ принимаем 0,35

Коэффициент влияния размера выработки k_s определяется о формуле:

$$k_s = 0,2 \cdot (b - 1),$$

где: $b = 7.1$ – ширина выработки в проходке (вчерне), м.

Таким образом $k_s = 0.72$

Коэффициент воздействия других выработок k_b , принимаемый для одиночных выработок и камер равным 1,0, для сопряжений с односторонним примыканием выработки - 1,4, для сложных сопряжений с примыканием выработок в виде двустороннего заезда или пересекающихся выработок - 1,6, для параллельных выработок, если расстояние между ними равно или более допустимого $L_d = (b_1 + b_2)k_L$, то $k_b = 1$. Если расстояние между параллельными выработками L менее L_d , то коэффициент k_b определяется по формуле:

$$k_b = \frac{L}{(b_1 + b_2)k_L},$$

При этом k_L определяется по таблице 3

ШИФР

Том

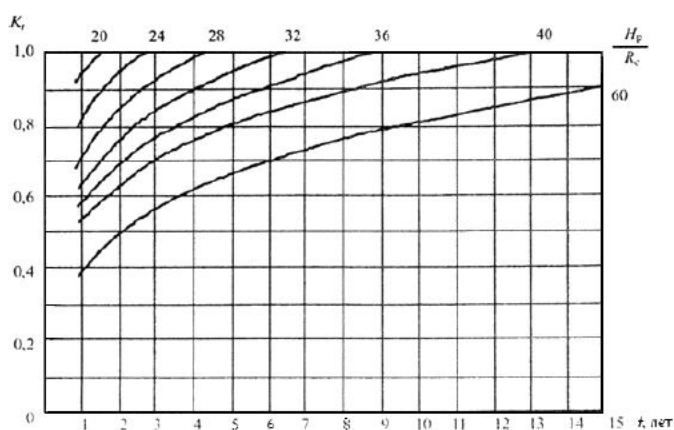
Таблица 27

Расчетная глубина расположения выработки от поверхности H_p , м	Коэффициент k_L при расчетном сопротивлении R_c , МПа (кгс/см ²)							
	для выработок по простиранию				для выработок вкрест простирания			
	30 (300)	60 (600)	90 (900)	более 120 (1200)	30 (300)	60 (600)	90 (900)	более 120 (1200)
До 300	$\frac{3,5}{2,0}$	$\frac{1,8}{1,6}$	$\frac{1,5}{1,3}$	$\frac{1,2}{1,0}$	1,8	1,5	1,2	1,0
Св. 300 до 600	$\frac{4,0}{2,5}$	$\frac{2,0}{1,8}$	$\frac{1,7}{1,5}$	$\frac{1,4}{1,2}$	2,2	1,8	1,5	1,2
" 600 " 900	$\frac{4,5}{3,0}$	$\frac{2,5}{2,1}$	$\frac{2,0}{1,7}$	$\frac{1,6}{1,4}$	2,6	2,1	1,7	1,4
" 900 " 1200	$\frac{5,0}{3,5}$	$\frac{3,5}{3,0}$	$\frac{2,5}{2,0}$	$\frac{1,8}{1,6}$	3,0	2,5	2,0	1,5
Св. 1200	$\frac{5,5}{4,0}$	$\frac{4,0}{3,5}$	$\frac{3,0}{2,3}$	$\frac{2,0}{1,8}$	3,4	2,9	2,4	1,7

Примечание - В числителе k_L для выработок с углом α до 35° и в знаменателе - при угле α свыше 35°; k_L для наклонных выработок принимают как для горизонтальных, пройденных по простиранию.

Таким образом $k_v = 1$

Коэффициент влияния времени возведения крепи k_t для выработок, срок службы t которых более 15 лет, k_t равен 1, при t менее 15 лет k_t определяют по графикам, представленным на рисунке 1.


Рисунок 9 – Зависимость k_t от срока службы выработки

Таким образом $k_t = 1$

ШИФР

Том

Прочность массива горных пород R_s определяется по формуле:

$$R_s = R \cdot k_c,$$

где:

R - среднее значение сопротивления пород в образце одноосному сжатию, МПа;

k_c - коэффициент, учитывающий дополнительную нарушенность массива пород, определяемый по таблицам 4 и 5.

R	124.4
k_c	0.6

Таблица 28 – для определения k_c при $R \geq 30$ МПа

Среднее расстояние между поверхностями ослабления пород, м	Значение коэффициента k_c
Свыше 1,5	0,9
Менее 1,5 до 1	0,8
Менее 1 до 0,5	0,6
Менее 0,5 до 0,1	0,4
Менее 0,1	0,2

Таблица 29 – для определения k_c при $R < 30$ МПа

Место расположения выработки	Значение коэффициента k_c
Вне пиликативных нарушений с радиусом менее 300 м и вне зоны влияния дизъюнктивных нарушений на расстоянии от них более 4N (N – нормальная амплитуда нарушения, м)	0,9
В пиликативном нарушении с радиусом менее 300 м или вне зоны влияния дизъюнктивного нарушения на расстоянии от него от 4N до 1N	0,6
На расстоянии от дизъюнктивного нарушения менее 1N	0,3

Таким образом $R_s = 74.64$

Расчетная глубина расположения выработки находится по формуле:

$$H_p = H \cdot k,$$

где:

H - максимальная проектная глубина размещения выработки относительно поверхности, м;

k - коэффициент, учитывающий отличие напряженного состояния массива горных пород по сравнению с напряженным состоянием, вызванным собственным весом толщи пород до поверхности.

При отсутствии экспериментальных данных принимаем $k = 1,5$ в соответствии с СП 91.13330.2012

H	820.00
k	1.50

Таким образом $H_p = 1230.00$

Значение смещения, принятого за типовое U_T определяется в зависимости от расчетных величин сопротивления пород сжатию R_c и расчетной глубины расположения выработки H_p по графику

ШИФР

Том

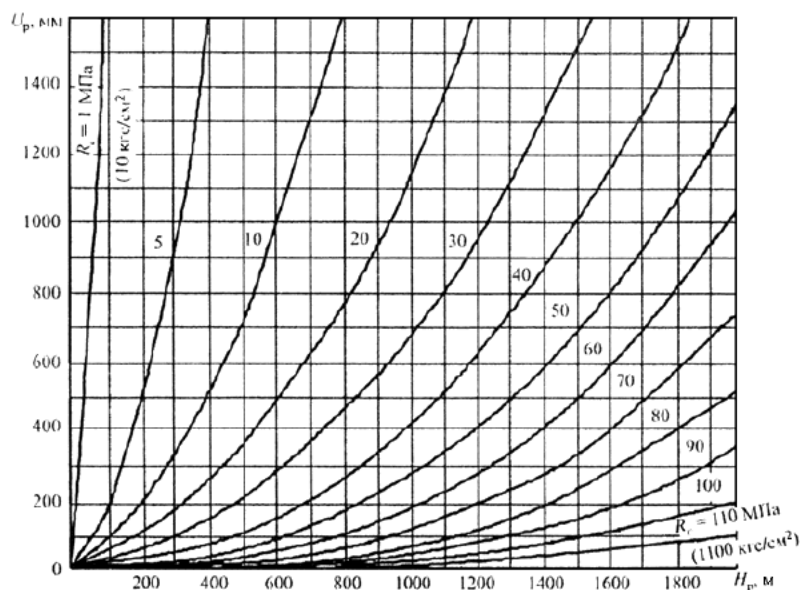


Рисунок 10 – График для определения типового смещения пород U_T

Тогда величина типового смещения принимается 179.4

Итоговая величина смещения в таком случае:

$$U = 1 \cdot 0.35 \cdot 0.72 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 179.4 = 45.21, \text{ мм}$$

Согласно таблице 1 с учетом величины смещения 45.21, мм для Изверженные породы (граниты, диориты, порфириды и др.) пород определяется II (среднеустойчивое) категория устойчивости.

Тип крепи может быть определен исходя из категории устойчивости по таблице 6.

Таблица 30

Категория устойчивости	Тип крепи
I	анкерная или набрызгбетонная толщиной не менее 30 мм. В монолитных, малотрещиноватых породах допускается оставление выработки без крепи
II	монолитная бетонная, комбинированная из набрызгбетона толщиной не менее 50 мм с анкерами и металлической сеткой или без нее, рамная крепь из ж/б стоек с металлическими верхняками, сборная тубинговая, металлическая податливая крепь без обратного свода, анкер-металлическая, металлическая арочная крепь с набрызгбетонным покрытием и тампонажем закрепного пространства
III и IV	сборная тубинговая и блочная, а при соответствующем обосновании металлобетонная, металлическая податливая и анкер-металлическая, при этом в породах почвы I и II категории устойчивости в крепи указанных типов обратный свод не предусматривается. В осадчных породах почвы III и IV категории устойчивости и изверженных породах IV категории устойчивости крепи, как правило, должны быть с обратным сводом. Допускаются крепи без обратного свода, но с обязательным осуществлением мероприятий по уменьшению смещений почвы путем упрочнения пород цементацией, анкерованием или разгрузкой массива.

ШИФР

Том

Выводы

В результате проведенного расчета устойчивости пород при проходке Штрека гор. -541 массиву присвоена II (среднеустойчивое) категория устойчивости. Тип крепи выбран согласно таблицы 6 или выбран иной, при достаточном обосновании (наличии на предприятии рекомендаций по креплению подземных горных выработок или аналогичных документов и/или научно-исследовательских работ по обоснованию выбора типа крепи).

ШИФР

Том

6 Расчет (Штрек -541, Rcp). Исходные данные

6.1 Параметры выработки:

Наименование выработки: Штрек гор. -541

Глубина заложения выработки: 820.00, м

Ширина выработки в проходке: 4.6, м

Взаимное положение: Одиночная выработка или камера

Срок службы выработки: не менее 15.0, лет

6.2 Геологические данные:

Направление к простиранию: Вдоль простирания, угол залегания пород: 0.0

Наименование пород: Изверженные породы (граниты, диориты, порфириты и др.)

Сопротивление одноосному сжатию (средн.): 159.6, Мпа

Расстояние между трещинами (средн.): 0.5, м

Коэффициент, учитывающий отличие напряженного состояния массива горных пород по сравнению с напряженным состоянием, вызванным собственным весом толщи пород до поверхности: 1.50 – *по умолчанию 1,5*

ШИФР

Том

6.3 Расчет устойчивости

Расчет выбранного способа крепления производится в соответствии со «Строительными нормами и правилами» (СП 91.13330.2012 Подземные горные выработки. Актуализированная редакция СНиП II-94-80) и "Инструкции по выбору рамных податливых крепей горных выработок" (ВНИМИ, СПб, 1991).

В качестве критерия устойчивости пород следует принимать значение их смещений U на контуре поперечного сечения выработки за весь срок ее эксплуатации без крепи в соответствии с таблицей 1.

Таблица 31

Категория устойчивости пород	Оценка состояния устойчивости пород	Смещение U , мм		
		Осадочные породы (песчаники, алевролиты, аргиллиты, известняки, уголь и др.)	Изверженные породы (граниты, диориты, порфириды и др.)	Соляные породы (каменная соль, сильвинит, карналлит и др.)
I	Устойчивое	До 50	До 20	До 200
II	Среднеустойчивое	Св. 50 до 200	Св. 20 до 100	Св. 200 до 300
III	Неустойчивое	Св. 200 до 500	Св. 100 до 200	Св. 300 до 500
IV	Очень неустойчивое	Св. 500	Св. 200	Св. 500

Величина смещения определяется по формуле:

$$U = k_{\alpha} \cdot k_{\theta} \cdot k_s \cdot k_v \cdot k_t \cdot U_t,$$

где:

- k_{α} - коэффициент влияния угла залегания пород и направления проходки выработки относительно простирания пород или основных плоскостей трещиноватости;
- k_{θ} - коэффициент направления смещения пород;
- k_s - коэффициент влияния размера выработки.
- k_e - коэффициент воздействия других выработок;
- k_t - коэффициент влияния времени возведения крепи
- U_t - смещение пород, принятое за типовое, мм;

k_{α}	1
k_{θ}	0.35
k_s	0.72
k_e	1
k_t	1
U_t	72.88

ШИФР

Том

k_a - коэффициент влияния угла залегания пород и направления проходки выработки относительно простирания пород или основных плоскостей трещиноватости, определяемый по таблице 2.

k_θ - коэффициент направления смещения пород: при определении смещений со стороны кровли или почвы (в вертикальном направлении) k_θ равен 1, при определении боковых смещений пород (в горизонтальном направлении) k_θ определяется по таблице 2.

Таблица 32

Направление проходки выработки	Коэффициенты k_a и k_θ при углах залегания пород α или основных плоскостей трещиноватости, град											
	до 20		30		40		50		60		св. 70	
	k_a	k_θ	k_a	k_θ	k_a	k_θ	k_a	k_θ	k_a	k_θ	k_a	k_θ
По простиранию	1,00	0,35	0,95	0,55	0,80	0,80	0,65	1,20	0,60	1,70	0,60	2,25
Вкрест простирания	0,70	0,55	0,60	0,80	0,45	0,95	0,25	0,95	0,20	0,80	0,15	0,55
Под углом к простиранию	0,85	0,45	0,80	0,65	0,65	0,90	0,45	1,05	0,35	1,10	0,35	0,95

С учетом направления проходки выработки Вдоль простирания и угла залегания пород 0,0, k_a принимаем 1, k_θ принимаем 0,35

Коэффициент влияния размера выработки k_s определяется о формуле:

$$k_s = 0,2 \cdot (b - 1),$$

где: $b = 7.1$ – ширина выработки в проходке (вчерне), м.

Таким образом $k_s = 0.72$

Коэффициент воздействия других выработок k_b , принимаемый для одиночных выработок и камер равным 1,0, для сопряжений с односторонним примыканием выработки - 1,4, для сложных сопряжений с примыканием выработок в виде двустороннего заезда или пересекающихся выработок - 1,6, для параллельных выработок, если расстояние между ними равно или более допустимого $L_d = (b_1 + b_2)k_L$, то $k_b = 1$. Если расстояние между параллельными выработками L менее L_d , то коэффициент k_b определяется по формуле:

$$k_b = \frac{L}{(b_1 + b_2)k_L},$$

При этом k_L определяется по таблице 3

ШИФР

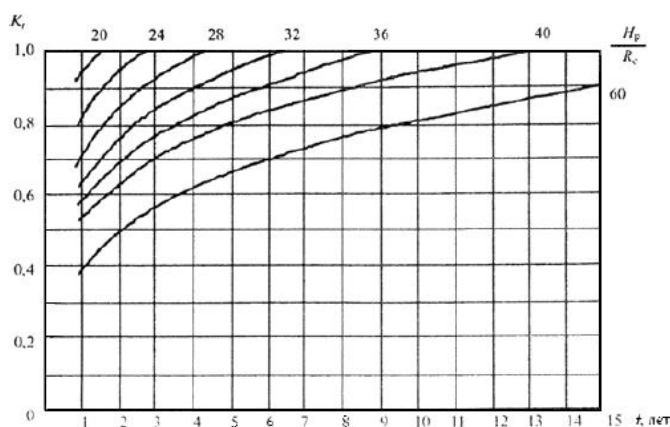
Том

Таблица 33

Расчетная глубина расположения выработки от поверхности H_p , м	Коэффициент k_L при расчетном сопротивлении R_c , МПа (кгс/см ²)							
	для выработок по простиранию				для выработок вкрест простирания			
	30 (300)	60 (600)	90 (900)	более 120 (1200)	30 (300)	60 (600)	90 (900)	более 120 (1200)
До 300	$\frac{3,5}{2,0}$	$\frac{1,8}{1,6}$	$\frac{1,5}{1,3}$	$\frac{1,2}{1,0}$	1,8	1,5	1,2	1,0
Св. 300 до 600	$\frac{4,0}{2,5}$	$\frac{2,0}{1,8}$	$\frac{1,7}{1,5}$	$\frac{1,4}{1,2}$	2,2	1,8	1,5	1,2
" 600 " 900	$\frac{4,5}{3,0}$	$\frac{2,5}{2,1}$	$\frac{2,0}{1,7}$	$\frac{1,6}{1,4}$	2,6	2,1	1,7	1,4
" 900 " 1200	$\frac{5,0}{3,5}$	$\frac{3,5}{3,0}$	$\frac{2,5}{2,0}$	$\frac{1,8}{1,6}$	3,0	2,5	2,0	1,5
Св. 1200	$\frac{5,5}{4,0}$	$\frac{4,0}{3,5}$	$\frac{3,0}{2,3}$	$\frac{2,0}{1,8}$	3,4	2,9	2,4	1,7
Примечание - В числителе k_L для выработок с углом α до 35° и в знаменателе - при угле α свыше 35°; k_L для наклонных выработок принимают как для горизонтальных, пройденных по простиранию.								

Таким образом $k_v = 1$

Коэффициент влияния времени возведения крепи k_t для выработок, срок службы t которых более 15 лет, k_t равен 1, при t менее 15 лет k_t определяют по графикам, представленным на рисунке 1.


Рисунок 11 – Зависимость k_t от срока службы выработки

Таким образом $k_t = 1$

ШИФР

Том

Прочность массива горных пород R_s определяется по формуле:

$$R_s = R \cdot k_c,$$

где:

R - среднее значение сопротивления пород в образце одноосному сжатию, МПа;

k_c - коэффициент, учитывающий дополнительную нарушенность массива пород, определяемый по таблицам 4 и 5.

R	159.6
k_c	0.6

Таблица 34 – для определения k_c при $R \geq 30$ МПа

Среднее расстояние между поверхностями ослабления пород, м	Значение коэффициента k_c
Свыше 1,5	0,9
Менее 1,5 до 1	0,8
Менее 1 до 0,5	0,6
Менее 0,5 до 0,1	0,4
Менее 0,1	0,2

Таблица 35 – для определения k_c при $R < 30$ МПа

Место расположения выработки	Значение коэффициента k_c
Вне пликтивных нарушений с радиусом менее 300 м и вне зоны влияния дизъюнктивных нарушений на расстоянии от них более 4N (N – нормальная амплитуда нарушения, м)	0,9
В пликтивном нарушении с радиусом менее 300 м или вне зоны влияния дизъюнктивного нарушения на расстоянии от него от 4N до 1N	0,6
На расстоянии от дизъюнктивного нарушения менее 1N	0,3

Таким образом $R_s = 95.76$

Расчетная глубина расположения выработки находится по формуле:

$$H_p = H \cdot k,$$

где:

H - максимальная проектная глубина размещения выработки относительно поверхности, м;

k - коэффициент, учитывающий отличие напряженного состояния массива горных пород по сравнению с напряженным состоянием, вызванным собственным весом толщи пород до поверхности.

При отсутствии экспериментальных данных принимаем $k = 1,5$ в соответствии с СП 91.13330.2012

H	820.00
k	1.50

Таким образом $H_p = 1230.00$

Значение смещения, принятого за типовое U_T определяется в зависимости от расчетных величин сопротивления пород сжатию R_c и расчетной глубины расположения выработки H_p по графику

ШИФР

Том

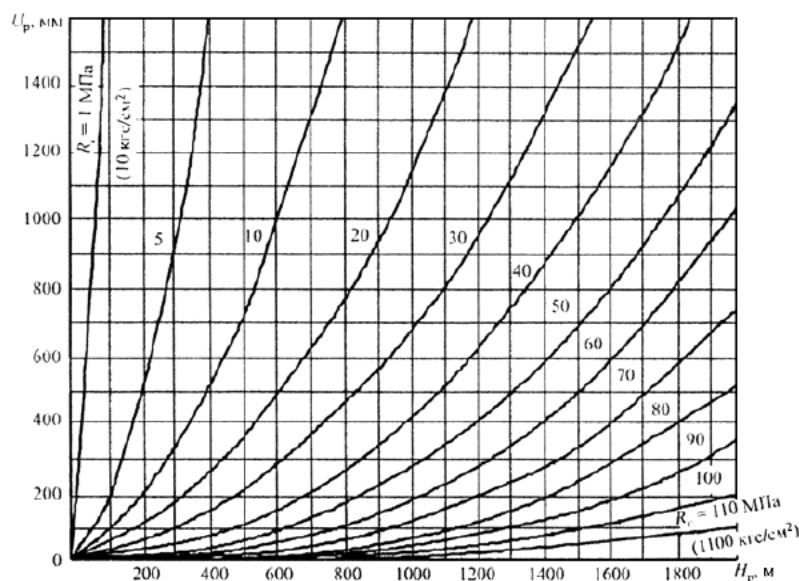


Рисунок 12 – График для определения типового смещения пород U_T

Тогда величина типового смещения принимается 72.88

Итоговая величина смещения в таком случае:

$$U = 1 \cdot 0.35 \cdot 0.72 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 72.88 = 18.37, \text{ мм}$$

Согласно таблице 1 с учетом величины смещения 18.37, мм для Изверженные породы (граниты, диориты, порфириды и др.) пород определяется I (устойчивое) категория устойчивости.

Тип крепи может быть определен исходя из категории устойчивости по таблице 6.

Таблица 36

Категория устойчивости	Тип крепи
I	анкерная или набрызгбетонная толщиной не менее 30 мм. В монолитных, малотрещиноватых породах допускается оставление выработки без крепи
II	монолитная бетонная, комбинированная из набрызгбетона толщиной не менее 50 мм с анкерами и металлической сеткой или без нее, рамная крепь из ж/б стоек с металлическими верхняками, сборная тубинговая, металлическая податливая крепь без обратного свода, анкер-металлическая, металлическая арочная крепь с набрызгбетонным покрытием и тампонажем закрепного пространства
III и IV	сборная тубинговая и блочная, а при соответствующем обосновании металлобетонная, металлическая податливая и анкер-металлическая, при этом в породах почвы I и II категории устойчивости в крепи указанных типов обратный свод не предусматривается. В осадчных породах почвы III и IV категории устойчивости и изверженных породах IV категории устойчивости крепи, как правило, должны быть с обратным сводом. Допускаются крепи без обратного свода, но с обязательным осуществлением мероприятий по уменьшению смещений почвы путем упрочнения пород цементацией, анкерованием или разгрузкой массива.

ШИФР

Том

Выводы

В результате проведенного расчета устойчивости пород при проходке Штрека гор. -541 массиву присвоена I (устойчивое) категория устойчивости. Тип крепи выбран согласно таблицы 6 или выбран иной, при достаточном обосновании (наличии на предприятии рекомендаций по креплению подземных горных выработок или аналогичных документов и/или научно-исследовательских работ по обоснованию выбора типа крепи).

Приложение Г
(обязательное)

Параметры БВР при проходке выработок

Сечение 3-3 (Сечение квершлагов и автоуклонов)

Наименование выработки	Обозначение	Ед.изм.	Уклоны Квершлаг
Категория нарушенности массива	-	-	-
Сечение выработки	S	м	18.2
Ширина выработки	B	м	4705
Высота выработки	H	м	4210
Периметр выработки по линии контурных шпуров	P	м	14.8
Коэффициент крепости руды по Протодяконову	-	f	7
Длина шпура	L _{шп}	м	3.9

Наименование выработки	Обозначение	Ед.изм.	Уклоны Квершлагги
Длина фактической уходки	$L_{ух}$	м	3.5
КИШ	η	-	0.9
Удельный вес руды	γ	т/м ³	3.8
Тип ВВ	-	-	Аммонит 6 ЖВ
Диаметр скважины (шпура)	$d_{шп}$	мм	0.043
Размер кондиционного куска	$D_{кк}$	м	0.3
Плотность заряжения шпуров	$q_{ВВ}$	кг/м ³	1000
Условный удельный расход ВВ	q_1	кг/м ³	0.7
Коэффициент зажима пород	v	-	1.3
Коэффициент структуры пород	f_1	-	1.3
Коэффициент работоспособности ВВ (Аммонит 6 ЖВ)	e	-	1.0
Коэффициент заполнения шпура (средний)	K_3	-	0.8
Удельный расход ВВ	$q_{ВВ}$	кг/м ³	2.5
Объем отбиваемой руды на уходку	$V_{отб}$	м ³	64
Общая длина шпуров на забой	$L_{общ}$	м	203
Удельный объем бурения на проходке	$V_{бур_{уд}}$	м	3.2
Средний удельный объем бурения для ПНР	$V_{бур_{уд. ср}}$	м/м ³	1.8
Средний удельный объем бурения для ГКР	$V_{бур_{уд. ср}}$	м/м ³	2.2
Количество холостых шпуров	$N_{шп_{хол}}$	шт	3
Количество ВВ на один погонный метр шпура	$Q_{ВВ_{ср}}$	кг/м	1.2
Расчетное количество шпуров на забой	$N_{шп}$	шпуров	46
Среднее количество шпуров	$N_{шп}$	шпуров	47
Среднее количество шпуров на забой для ПНР	$N_{шп}$	шпуров	52
Среднее количество шпуров на забой для ГКР	$N_{шп}$	шпуров	45
Коэффициент заполнения контурных шпуров	$K_{конт}$	-	0.8
Коэффициент сближения зарядов	M	-	1.0
Отступ контурных шпуров от контура выработки в черне	l_k	м	0.2

Наименование выработки	Обозначение	Ед.изм.	Уклоны Квершлагги
Количество ВВ на один погонный метр шпура	$Q_{ВВ\text{ср}}$	кг/м	1.2
Расчетное расстояние между контурными шпурами	w_k	м	0.68
Расчетное количество контурных шпуров	$N_{\text{конт}}$	шпуров	21
Коэффициент заполнения отбойных шпуров	$K_{\text{зконт}}$	-	0.8
Коэффициент сближения зарядов	M	-	1.0
Расчетное расстояние между отбойными шпурами	$w_{\text{отб}}$	м	0.68
Расчетное количество отбойных шпуров	$N_{\text{отб}}$	шпуров	21
Количество врубовых шпуров	$N_{\text{вр}}$	шпуров	4
Коэффициент заполнения врубовых шпуров			0.9
Расстояние между врубовыми шпурами	$w_{\text{вруб}}$	м	0.4
Общее количество ВВ на забой	$Q_{ВВ}$	кг	176
Общая длина заряжаемых шпуров на забой	$L_{\text{общ зар}}$	м/забой	179
Средняя величина заряда на шпур	$m_{\text{ср}}$	кг/шпур	3.83
ЭД	-	шт	3
СИНВ с волноводом	-	шт	46
ДШ	-	м	11
Провод магистральный	-	м	128
ЭД	-	шт/м ³	0.04
СИНВ с волноводом	-	шт/м ³	0.62
ДШ	-	м/м ³	0.25
Провод магистральный	-	м/м ³	2.00
Удельный объем бурения	$V_{\text{Бур\_уд.}}$	м/м ³	3.2
Отношение забойки либо свободной части заряда к диаметру	K_z	-	0.02
Диаметр шпура	$d_{\text{шп}}$	мм	0.043
Приведенный диаметр выработки	d	-	6.8
Минимальный радиус опасной зоны	R_{min}	м	180
Безопасный радиус опасной зоны	R	м	300
Основание натурального логарифма	e	-	2.71
Коэффициент шероховатости	b	-	0.025

Наименование выработки	Обозначение	Ед.изм.	Уклоны Квершлагги
Суммарная площадь выработок, примыкающих к заряду	S	-	18.2
Масса эквивалентного заряда	$Q_{\text{экв}}$	кг	0.79
Коэффициент увеличения УВВ	-	-	1.5
Коэффициент уменьшения УВВ	-	-	1.2
Проверка величины избыточноо давления по максимальному воздействию УВВ на человека	D R	кПа	8.5
Величина избыточнгоо давления УВВ при оптимальном расстоянии до места укрытия	D R	кПа	4.2

Сечение 5-5 (Сечение ОД Клетевого ствола гор.-341 м.)

Наименование выработки	Обозначение	Ед.изм.	Уклоны Квершлагги
Категория нарушенности массива	-	-	-
Сечение выработки	S	м	24.7
Ширина выработки	B	м	5375
Высота выработки	H	м	5100
Периметр выработки по линии контурных шпуров	P	м	17.7
Коэффициент крепости руды по Протоdjяконову	-	f	7
Длина шпура	$L_{\text{шп}}$	м	3.9
Длина фактической уходки	$L_{\text{ух}}$	м	3.5
КИШ	η	-	0.9
Удельный вес руды	γ	т/м ³	3.8
Тип ВВ	-	-	Аммонит 6 ЖВ
Диаметр скважины (шпура)	$d_{\text{шп}}$	мм	0.043
Размер кондиционного куска	$D_{\text{кк}}$	м	0.3
Плотность заряжания шпуров	$q_{\text{ВВ}}$	кг/м ³	1000
Условный удельный расход ВВ	q_1	кг/м ³	0.7

Наименование выработки	Обозначение	Ед.изм.	Уклоны Квершлагги
Коэффициент зажима пород	v	-	1.6
Коэффициент структуры пород	f_1	-	1.3
Коэффициент работоспособности ВВ (Аммонит 6 ЖВ)	e	-	1.0
Коэффициент заполнения шпура (средний)	K_3	-	0.8
Удельный расход ВВ	$q_{ВВ}$	кг/м ³	2.5
Объем отбиваемой руды на уходку	$V_{отб}$	м ³	87
Общая длина шпуров на забой	$L_{общ}$	м	203
Удельный объем бурения на проходке	$V_{бур_{уд}}$	м	2.3
Средний удельный объем бурения для ПНР	$V_{бур_{уд. ср}}$	м/м ³	1.8
Средний удельный объем бурения для ГКР	$V_{бур_{уд. ср}}$	м/м ³	2.2
Количество холостых шпуров	$N_{шп_{хол}}$	шт	3
Количество ВВ на один погонный метр шпура	$Q_{ВВ_{ср}}$	кг/м	1.2
Расчетное количество шпуров на забой	$N_{шп}$	шпуров	63
Среднее количество шпуров	$N_{шп}$	шпуров	49
Среднее количество шпуров на забой для ПНР	$N_{шп}$	шпуров	52
Среднее количество шпуров на забой для ГКР	$N_{шп}$	шпуров	47
Коэффициент заполнения контурных шпуров	$K_{зонт}$	-	0.8
Коэффициент сближения зарядов	M	-	1.0
Отступ контурных шпуров от контура выработки вчерне	l_k	м	0.2
Количество ВВ на один погонный метр шпура	$Q_{ВВ_{ср}}$	кг/м	1.2
Расчетное расстояние между контурными шпурами	w_k	м	0.68
Расчетное количество контурных шпуров	$N_{конт}$	шпуров	25
Коэффициент заполнения отбойных шпуров	$K_{зонт}$	-	0.8
Коэффициент сближения зарядов	M	-	1.0
Расчетное расстояние между отбойными шпурами	$w_{отб}$	м	0.68
Расчетное количество отбойных шпуров	$N_{отб}$	шпуров	34
Количество врубовых шпуров	$N_{вр}$	шпуров	4

Наименование выработки	Обозначение	Ед.изм.	Уклоны Квершлаг
Коэффициент заполнения врубовых шпуров			0.9
Расстояние между врубовыми шпурами	$W_{\text{вруб}}$	м	0.4
Общее количество ВВ на забой	$Q_{\text{ВВ}}$	кг	176
Общая длина заряжаемых шпуров на забой	$L_{\text{общ зар}}$	м/забой	246
Средняя величина заряда на шпур	$m_{\text{ср}}$	кг/шпур	2.79
ЭД	-	шт	3
СИНВ с волноводом	-	шт	63
ДШ	-	м	22
Провод магистральный	-	м	173
ЭД	-	шт/м ³	0.04
СИНВ с волноводом	-	шт/м ³	0.62
ДШ	-	м/м ³	0.25
Провод магистральный	-	м/м ³	2.00
Удельный объем бурения	$V_{\text{Бур\_уд.}}$	м/м ³	2.3
Отношение забойки либо свободной части заряда к диаметру	K_z	-	0.02
Диаметр шпура	$d_{\text{шп}}$	мм	0.043
Приведенный диаметр выработки	d	-	7.9
Минимальный радиус опасной зоны	R_{min}	м	180
Безопасный радиус опасной зоны	R	м	300
Основание натурального логарифма	e	-	2.71
Коэффициент шероховатости	b	-	0.025
Суммарная площадь выработок, примыкающих к заряду	S	-	24.7
Масса эквивалентного заряда	$Q_{\text{экв}}$	кг	1.21
Коэффициент увеличения УВВ	-	-	1.5
Коэффициент уменьшения УВВ	-	-	1.2
Проверка величины избыточно давления по максимальному воздействию УВВ на человека	$D R$	кПа	9.9
Величина избыточно давления УВВ при оптимальном расстоянии до места укрытия	$D R$	кПа	5.2

Приложение Д (обязательное)

Расчет зоны сейсмического влияния при ведении БВР

Работы ведутся после набора прочности ранее заложеного объема на контакте

При отбойке влияние на вышележащий массив оценивается в ширину зоны неопределенности на контакте, описанную в разделе Пир.

В основном подтверждением этому служит расчет радиусов основных рабочих зон заряда, а именно: зоны смятия, зоны трещинообразования и зоны упругих деформаций.

В таком случае радиус зоны смятия:

$$R_{\text{см}} = \sqrt{\frac{C_S}{C_P}} \cdot \sqrt[3]{q}, \text{ м}$$

$$R_{\text{см}} = \sqrt{\frac{2900}{5300}} \cdot \sqrt[3]{4,35} = 1,2 \text{ м}$$

Где C_S – скорость распространения поперечных волн в массиве, ~ 2900 м/с для рассматриваемого массива; C_P – скорость распространения продольных волн в массиве 5300 м/с; q – 4,35 кг (см. раздел 4.14 настоящей записки) вес заряда (принят на 1 м.п. скважины)

В свою очередь радиус зоны трещинообразования:

$$R_{\text{ТР}} = \sqrt{\frac{C_P}{C_S}} \cdot \sqrt[3]{q}, \text{ м}$$

$$R_{\text{ТР}} = \sqrt{\frac{5300}{2900}} \cdot \sqrt[3]{4,35} = 2,2 \text{ м}$$

Радиус зоны упругих деформаций

$$R_{\text{ТР}} = \frac{\sqrt{C_P}}{10} \cdot \sqrt[3]{q}, \text{ м}$$

$$R_{\text{ТР}} = \frac{\sqrt{5300}}{10} \cdot \sqrt[3]{4,35} = 11,9 \text{ м}$$

Расчетные радиусы описывают влияние на геометрический объем массива, ориентированный по нормали к оси заряда. На торце скважинного зарядка энергия взрыва совершает меньшую работу согласно зависимости $R_{\text{ТР.К.}} = \frac{1}{3} * R_{\text{ТР}} = 0,73 \text{ м}$

Исходя из расчетного радиуса зоны трещинообразования, диаметра скважин, а также значений недозаряда (см. раздел 4.14 настоящей ПЗ) непосредственное распространение трещин в массиве при ведении БВР остается в значениях зоны контактной неопределенности и не влечет за собой дополнительных объемов.

Приложение Е **(обязательное)**

Схемы закладки выработанного пространства пустой породой

1. Вариант подэтажно-камерной системы разработки с породной закладкой

Закладка выработанного пространства в подэтажах производится путем наращивания отвала пустой породы, сбрасываемой ПДМ с рудного закладочного штрека, находящегося на верхней границе подэтажа, на почву камеры. При применении ПДМ с ДУ отставание формируемой закладки от забоя камеры на уровне почвы рудного закладочного штрека не должно превышать 20-30 м. При применении ПДМ без ДУ закладка формируется согласно разделу 4. Закладочным материалом является пустая порода, полученная от горнопроходческих работ или доставленная с поверхности. По мере наращивания отвала производится уплотнение закладки весом ПДМ и формирование почвы камеры вышележащего слоя.

Планирование заложенной поверхности происходит по принципу работы бульдозера.

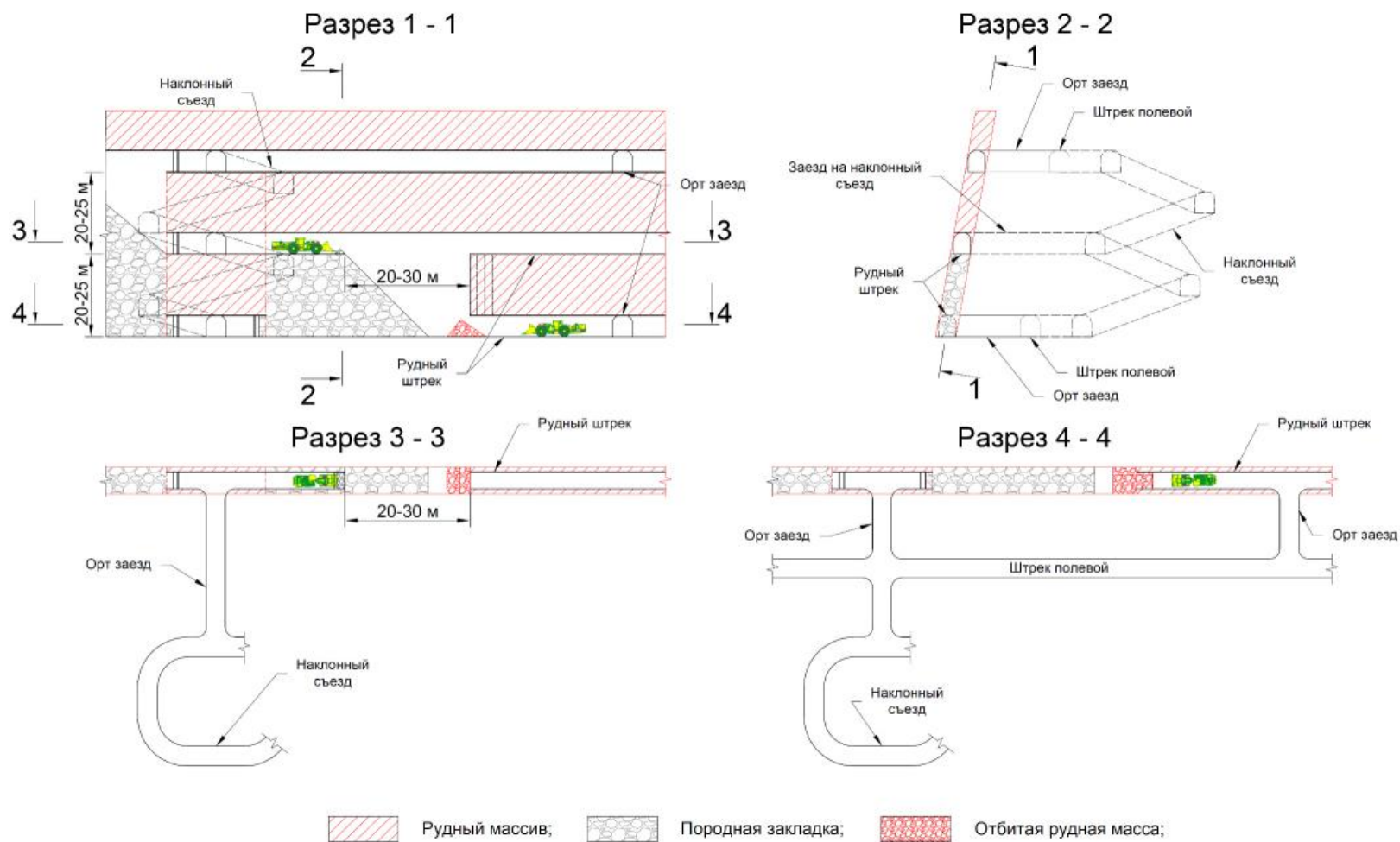


Рисунок Е.1 - Конструктивное оформление систем разработки с породной закладкой.
Стадия 1- отработка нижнего подэтажа.

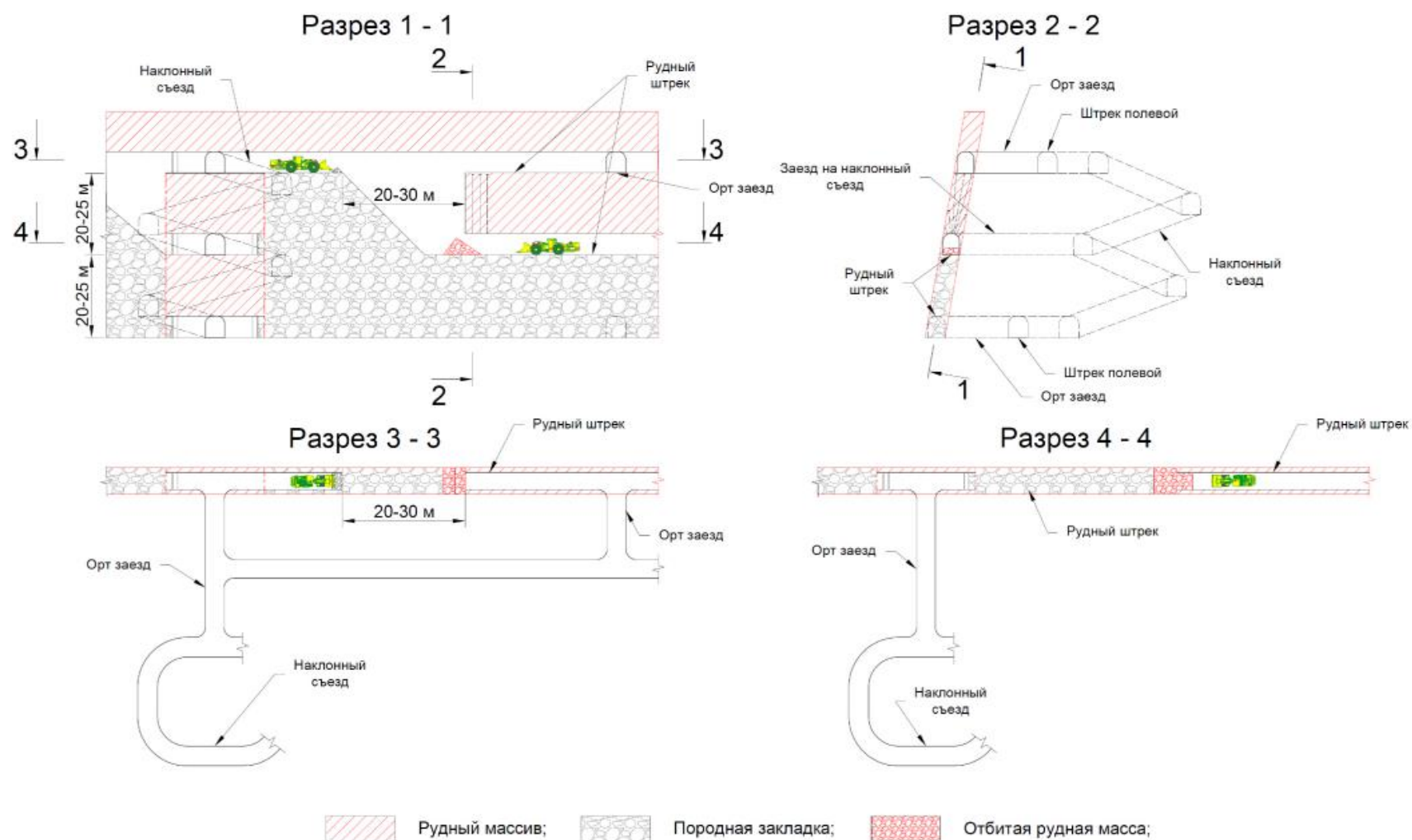


**Рисунок Е.2 - Конструктивное оформление систем разработки с породной закладкой.
Стадия 2- отработка нижнего подэтажа.**

2. Принципиальная организация работ при использовании ПДМ без режима ДУ

Применение ПДМ без дистанционного управления при уборке отбитой руды из очистного забоя может происходить при организации работ, исключающей заезд ПДМ в очистное пространство камеры далее оси первого колеса, кабина машиниста при этом должна находиться в закреплённом пространстве выработки. Ковш машины, во время частичного заезда ПДМ в камеру должен быть опущен до уровня почвы выработки. Данная мера необходима для предотвращения рычажного поднятия ПДМ в случае падения отслоившейся горной массы на ковш, находящийся в очистном пространстве. Организация работ при этом должна предусматривать следующее:

- отбойка за раз не более 1 секции, состоящей из двух вееров скважин, для сокращения фронта отгрузочных работ в очистном забое;
- до отбойки секции, закладочный массив на почве камеры не должен отставать от плоскости очистного забоя; после доставки отбитой руды, закладочный массив наращивается на величину отбитой секции;
- нахождение людей, а также кабины машиниста ПДМ в очистном пространстве камеры – запрещено.

Принципиальная схема организации работ при доставке отбитой руды из камеры с помощью ПДМ без ДУ представлена на рисунке Е.3. При этом, возможно значительное повышение потерь и разубоживания за счёт частичной отбойки руды на закладочный материал. Поэтому предпочтительно использование ПДМ с режимом ДУ. (Проект ОПИ систем разработки с камерной выемкой и закладкой выработанного пространства в этаже 440/390 метров на Маукском месторождении, Екатеринбург: АО «Уралмеханобр» 2023.)



Рисунок Е.3 – Принципиальная схема организации работ при использовании ПДМ без режима ДУ

3. Закладочные работы

Закладка выработанного пространства блока производится в наступающем порядке относительно фронта очистных работ, при этом длина открытой части по кровле блока для дополнительного поддержания стенок (висячего и лежащего боков) и снижения разубоживания рудной массы от отслоений пород не должна превышать 20-30 метров. При работе ПДМ без ДУ, закладочный массив на почве блока не должен отставать от плоскости очистного забоя. Закладочным материалом служат пустые породы, привезенные с поверхностного склада и (или) породы, от проходки горных выработок. До перегрузочного пункта порода доставляется автосамосвалом. Укладка пород в блок производится путем сбрасывания с помощью ПДМ с верхнего подэтажа. По мере наращивания отвала производится уплотнение закладки весом ПДМ и обратное формирование сечения рудного штрека, используемого при отработке вышележащего подэтажа. Закладочные работы совмещаются по времени с бурением последующих рядов скважин при нисходящем бурении. (Проект ОПИ систем разработки с камерной выемкой и закладкой выработанного пространства в этаже 440/390 метров на Маукском месторождении, Екатеринбург: АО «Уралмеханобр» 2023.)

Закладка выработанного пространства производится путем наращивания отвала пустой породы, сбрасываемой ПДМ с закладочного рудного штрека на почву подэтажа. Формируемая насыпь породы распространяется по камере самотёком под действием силы тяжести. При этом в выработанном пространстве в районе места подачи закладка отсыпается в виде конуса с углом естественного откоса 30-40° (средний угол откоса – 36°).

Формирование отвала в выработанном пространстве камеры производится аналогично бульдозеру, т.е. толканием горной массы, с соблюдением мер безопасности.

Закладку высыпают на почву формируемого вентиляционного рудного штрека. Толкание производится последующим высыпанным ковшом и его перемещением на место предыдущего, с целью препятствия опрокидыванию ПДМ в камеру. Высота перемещаемых ограждающих валов должна составлять не менее 0,5 диаметра колеса применяемой ПДМ.

Запрещается выполнять работы при отсутствии на формируемом массиве данного предохранительного вала, кроме работ по его формированию. При отсутствии предохранительного вала и его высоте менее установленной проектной документацией запрещается подъезжать к бровке отвала ближе, чем на 5 м.

При появлении признаков оползневых явлений, работы по формированию закладочного массива должны быть прекращены до разработки мероприятий по безопасному ведению горных работ, утвержденных техническим руководителем организации. Работы возобновляются после положительных контрольных замеров скоростей деформаций с разрешения технического руководителя организации.

Закладочным материалом является пустая порода, полученная от горнопроходческих работ или доставленная с поверхности. По мере наращивания отвала производится уплотнение закладки весом ПДМ и формирование почвы вышележащей камеры.

На рисунке Е.4 приведена технологическая схема закладки камеры сухой закладкой. По мере усадки закладки под весом ПДМ периодически, а также перед началом отработки вышележащего выемочного подэтажа производится подсыпка породы и восстановление уровня закладочного массива до почвы формируемого подэтажного штрека.

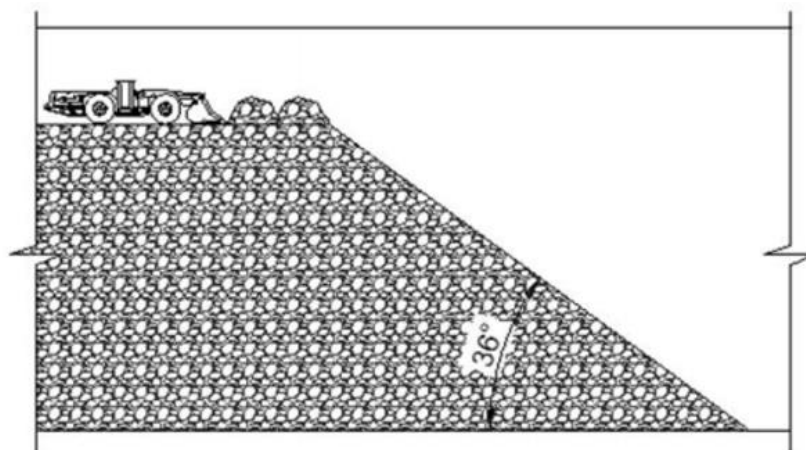


Рисунок Е.4 – Технологическая схема закладки камеры «сухой закладкой»

Для предотвращения оползания отвала рекомендуется производить закладку камер порциями с перерывом до суток для некоторой слёживаемости пород в навале и снижения подвижности пород. В этом случае движение ПДМ по слежавшейся породе, а не по свежееотсыпанному навалу будет значительно безопаснее.

Для ограничения распространения породной закладки в доставочные орт-заезды почвы подэтажа, в рудном штреке, на границах блока, по решению технического руководства рудника могут сооружаться закладочные изолирующие перемычки (породный навал).

Перемычку возводят перед началом закладочных работ в подэтаже, в рудном штреке, на расстоянии от границы камеры – 2,0-2,5 м.

Приложение Ж

(обязательное)

Порядок отработки камерных запасов при камерно-целиковой схеме выемки

Порядок отработки камерных запасов при камерно-целиковом порядке отработки

При выемке камер второй очереди за счёт недозаклада камер первой очереди будет образовываться «пролёт» обнажения до 35 м (две камеры первой очереди и находящаяся между ними камера второй очереди). На данном пролёте, несмотря на небольшие его размеры по высоте может происходить расслоение рудного массива, расположенного над отрабатываемыми камерами. Для исключения расслоения рудного массива рекомендуется применять схему разбивки запасов на камеры и порядок отработки, представленные на рисунке Ж.1. Данное решение позволит исключить расслоение (раскрытие трещин) вышерасположенного рудного массива за счёт полной ликвидации недозаклада. (Дик Ю.А., Котенков А.В., Танков М.С., Лапин В.А. Практика технического перевооружения процессов горного производства., Верхняя Пышма: НЧОУ ВО ТУ УГМК, 2019).

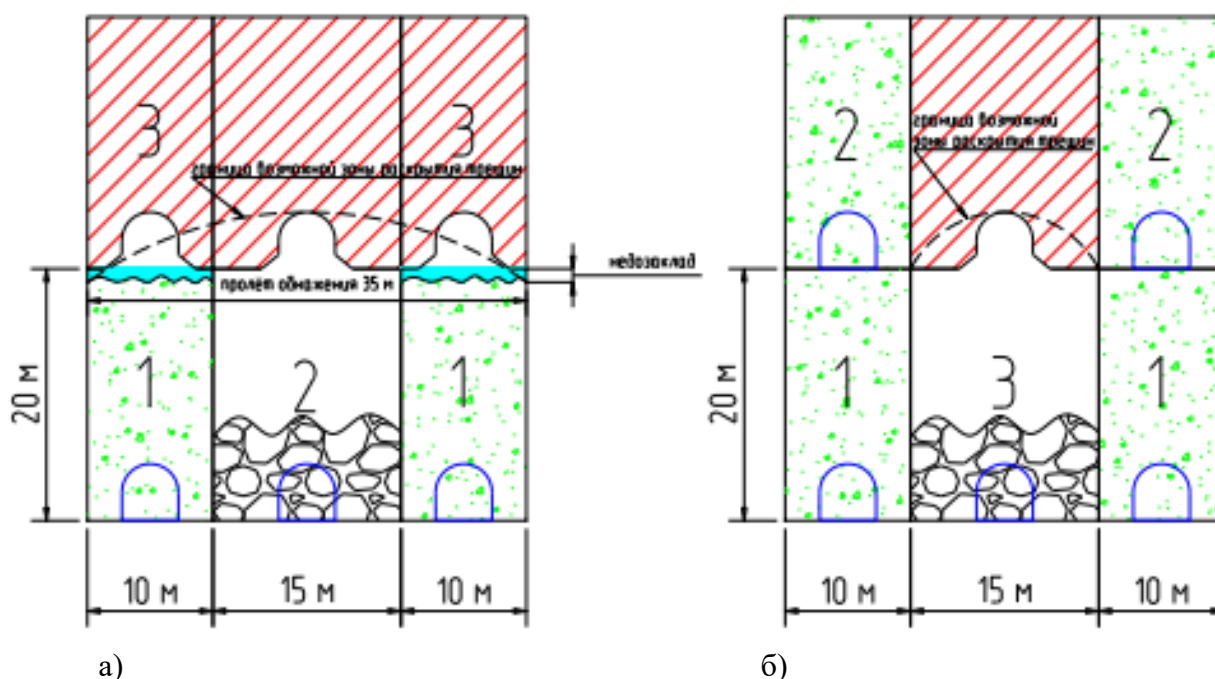


Рисунок Ж.1 – Очередность отработки запасов

Таблица регистрации изменений

Изм.	Номер листов (страниц)				Всего листов (страниц) в док.	Номер док.	Подп.	Дата
	изменен- ных	заменен- ных	новых	аннулиро- ванных				