

**ТОВАРИЩЕСТВО С ОГРАНИЧЕННОЙ ОТВЕТСТВЕННОСТЬЮ
«Комаровское горное предприятие»**

План горных работ
Комаровского золоторудного месторождения.
Открытые горные работы по состоянию на 01.01.2026 г.

**ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
Том 1. Книга 1
Горная часть.**

Исполнительный директор
ТОО «Комаровское горное предприятие»

Главный инженер
ТОО «Комаровское горное предприятие»



К.З. Наурузов

А.В. Ивайкин

г. Житикара 2026 г.

СОСТАВ ИСПОЛНИТЕЛЕЙ

Зам. начальника ПТО



Моисеенко В.В.

Главный геолог



Макагонов А.М.

Главный маркшейдер



Дюсебаев А.С.

Главный механик



Суходольский А.А.

Главный энергетик



Квиташов Ю. А.

Начальник ОГП



Мартыненко Н.Т.

Главный технический руководитель
по ПБ и ОТ



Цепелев С.С.

Начальник ОЭКиМ



Мекебаева О.Ю.

СПРАВКА

«План горных работ Комаровского золоторудного месторождения. Открытые горные работы» выполнен товариществом с ограниченной ответственностью «Комаровское горное предприятие» в полном соответствии с требованиями Технического задания, утвержденного генеральным директором ТОО «Комаровское горное предприятие».

Данный «План горных работ Комаровского золоторудного месторождения. Открытые горные работы» соответствует принятым «Нормам технологического проектирования горнорудных предприятий цветной металлургии с открытым способом разработки», СНиПам, ГОСТам и удовлетворяет всем современным требованиям, предъявляемым к «Плану горных работ Комаровского золоторудного месторождения. Открытые горные работы» по разработке полезных ископаемых открытым способом.

Главный инженер

ТОО «Комаровское горное предприятие»



А.В. Ивайкин

СОСТАВ ПРОЕКТА

«План горных работ Комаровского золоторудного месторождения.
Открытые горные работы»

Номер тома	Номер книги	Наименование	Договор	Исполнитель
1	кн. 1	«План горных работ Комаровского золоторудного месторождения. Открытые горные работы» Пояснительная записка Графические материалы	Техническое задание	ТОО «Комаровское горное предприятие»
2	кн. 1	Проект ОВОС		

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	12
Раздел 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О МЕСТОРОЖДЕНИИ	13
1.1. Географо-экономическое положение	13
Раздел 2. ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ	15
2.1. Геологическое строение Комаровского месторождения	15
2.2. Условия локализации и природные типы руд	17
2.2.1. Характеристика первичных руд Комаровского месторождения	17
2.2.2. Морфология рудных тел в коренном залегании Комаровского месторождения	18
2.2.3. Оруденение в корях выветривания Комаровского месторождения	19
2.3. Гидрологическая характеристика	20
2.4. Гидрогеологическая характеристика месторождения	21
2.5. Инженерно-геологические условия месторождения	22
2.6. Оценка водопритока в горные выработки	27
2.7. Мониторинг подземных вод	30
2.8. Состояние запасов Комаровского месторождения	31
Раздел 3. ГОРНАЯ ЧАСТЬ	40
3.1. Существующее состояние горных работ	40
3.2. Способ разработки месторождения и календарный график отработки запасов	40
3.3. Потери и разубоживание руды	40
3.4. Геологическое и маркшейдерское обеспечение работ	43
3.5. Горнотехнические условия отработки	45
3.6. Границы и главные параметры карьера	45
3.7. Расчет устойчивости борта карьера	46
3.7.1. Анализ физико-механических свойств горных пород	46
3.7.2. Заверка параметров уступов бортов	51
3.7.2.1. Четвертичные отложения и кора выветривания западного и восточного бортов	53
3.7.2.2. Выветрелые породы скального массива западного и восточного бортов	54
3.7.2.3. Скальные породы. Западный борт	56
3.7.2.4. Скальные породы. Восточный борт	57
3.7.3. Расчет устойчивости результирующих бортов карьера	61
3.8. Наблюдение за устойчивостью бортов карьера	79
3.9. Вскрытие месторождения	85
3.10. Система разработки	91
3.11. Технические средства и мероприятия по достоверному учету количества и качества добываемого минерального сырья, а также их потерь и отходов производства	112
3.12. Горнотранспортное оборудование	114

3.13. Расчет необходимого количества горной техники.....	114
3.13.1. Экскаваторные работы.....	114
3.13.2. Внутрикарьерный транспорт.....	122
3.14. Буровзрывные работы.....	129
3.14.1. Расчет параметров БВР.....	130
3.14.1.1. Определение зон, опасных по разлету отдельных кусков породы (грунта). 132	
3.14.1.2. Определение сейсмически безопасных расстояний при взрывах.....	137
3.14.1.3. Определение расстояний, безопасных по действию ударной воздушной волны (УВВ) при взрывах.....	138
3.14.2. Организация и проведение массовых взрывов.....	150
3.14.2.1. Общие указания.....	150
3.14.2.2. Организация и проведение массового взрыва. Организация буровых работ.....	151
3.14.2.3. Дополнительные мероприятия по ТБ при производстве массовых взрывов.....	157
3.14.3. Ликвидация отказавших зарядов ВВ.....	157
3.14.3.1. Общие сведения.....	157
3.14.3.2. Обязанности рабочих и ИТР при обнаружении отказавших зарядов ВВ. 157	
3.14.3.3. Организация работ по ликвидации отказов.....	158
3.14.3.4. Ликвидация отказавших зарядов с применением неэлектрических систем инициирования (НСИ).....	159
3.14.3.5. Регистрация и расследование.....	160
3.14.3.6. Общие требования по безопасности и охране труда при ликвидации отказов ВВ.....	160
3.15. Электроснабжение и связь.....	161
3.16. Проветривание карьера.....	162
3.17. Отвальное хозяйство.....	164
3.18. Проектируемые отвалы.....	164
3.18.1. Выбор способа и технологии отвалообразования.....	165
3.18.2. Расчет бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте ...	166
3.18.3. Расчет производительности бульдозера.....	167
3.18.4. Технология и организация работ при автомобильно-бульдозерном отвалообразовании.	172
3.19. Карьерный водоотлив.....	172
3.20. Расход ГСМ и автомобильных шин.....	179
3.21. Производительность и срок существования карьера.....	185
Раздел 4. УЧАСТОК РУДОПОДГОТОВКИ И ОТГРУЗКИ РУДЫ (УРПиО).....	186
Раздел 5. ДРОБИЛЬНО-СОРТИРОВОЧНЫЙ КОМПЛЕКС (ДСК).....	190
5.1. Общая информация.	190
5.2. Техническая часть.	190

5.3. Технологическая часть.....	192
5.4. Промышленная безопасность.....	197
Раздел 6. ВРЕМЕННЫЙ ЛАБОРАТОРНЫЙ КОМПЛЕКС КОНТЕЙНЕРНОГО ТИПА ДЛЯ АНАЛИЗА ГОРЮЧЕ-СМАЗАЧНЫХ МАТЕРИАЛОВ (ГСМ)	198
6.1. Общая информация.	198
6.2. Архитектурно-планировочные решения.	199
6.3. Технологические решения.	199
6.4. Пожарная безопасность.	200
Раздел 7. МОЙКА КАРЬЕРНОЙ ТЕХНИКИ НА ПРОМЫШЛЕННОЙ ЗОНЕ.....	201
7.1. Общая информация.	201
7.2. Планировочные решения.	202
7.3. Технологические решения.	202
7.4. Электроснабжение.....	203
7.5. Промышленная безопасность.....	205
Раздел 8. ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ	206
8.1. Внутрикарьерные дороги.....	208
8.2. Рекультивация нарушенных горными работами земель	210
8.3. Технический этап рекультивации.	210
8.4. Водоснабжение, канализация.....	212
Раздел 9. ГЕНЕРАЛЬНЫЙ ПЛАН	213
Раздел 10. ПРОМЫШЛЕННАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ, ОХРАНА ТРУДА И ПРОМЫШЛЕННАЯ САНИТАРИЯ	214
Раздел 11. ОХРАНА И РАЦИОНАЛЬНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ НЕДР	220
Раздел 12. ЭКОЛОГИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ ПЛАНА ГОРНЫХ РАБОТ	222
Раздел 13. ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ.....	224
13.1. Применение специальных методов разработки месторождений в целях сохранения целостности земель с учетом технической, технологической, экологической и экономической целесообразности.	224
13.2. Предотвращение техногенного опустынивания земель.	224
13.3. Применение предупредительных мер от проявлений опасных техногенных процессов.....	225
13.4. Охрана недр от обводнения, пожаров и других стихийных факторов, осложняющих эксплуатацию и разработку месторождений.	226
13.5. Предотвращение загрязнения недр, особенно при подземном хранении веществ и материалов, захоронении вредных веществ и отходов.....	226
13.6. Обеспечение экологических и санитарно-эпидемиологических требований при складировании и размещении отходов.....	227
13.7. Сокращение территорий нарушаемых и отчуждаемых земель путем опережающего до начала работ строительства автомобильных дорог по рациональной схеме, а также использования других методов, включая кустовой способ строительства скважин, применение технологий с внутренним отвалообразованием, использование отходов добычи и переработки минерального сырья.....	227

13.8. Предотвращение ветровой эрозии почвы, отвалов вскрышных пород и отходов производства, их окисления и самовозгорания.	227
13.9. Изоляция поглощающих и пресноводных горизонтов для исключения их загрязнения.....	228
13.10. Предотвращение истощения и загрязнения подземных вод, в том числе применение нетоксичных реагентов при приготовлении промывочных жидкостей.	228
13.11. Очистка и повторное использование буровых растворов.	228
13.12. Ликвидация остатков буровых и горюче-смазочных материалов экологически безопасным способом.	228
Раздел 14. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ	230
14.1. Численность трудящихся, организация труда	230
14.2. Техничко-экономическая часть.....	233
ПЕРЕЧЕНЬ ИСПОЛЬЗОВАННЫХ МАТЕРИАЛОВ И ЛИТЕРАТУРЫ	234

Список графических приложений

№ п/п	Наименование приложений	№ прилож.	Масштаб	Количество листов
1	2	3	4	5
1	Ситуационный план	1	1 : 5000	1
2	Схематическая геологическая карта	2	1 : 5000	1
3	Геологический разрез по профилю 4660	3	1 : 1000	1
4	Геологический разрез по профилю 7170	4	1 : 1000	1
5	Геологический разрез по профилю 6600	5	1 : 1000	1
6	Подсчетный разрез по профилю 5830	6	1 : 1000	1
7	Подсчетный разрез по профилю 7360	7	1 : 1000	1
8	Подсчетный разрез по профилю 6600	8	1 : 1000	1
9	План горных работ на 01.01.2023 г.	9	1 : 2000	1
10	План карьера на конец отработки	10	1 : 2000	1
11	Борт карьера на момент погашения	11	1 : 1000	1
12	Отвалообразование	12	1 : 500	1
13	Элементы системы разработки	13	1 : 200	1
14	Схема водоотлива	14		1
15	Условные обозначения	15		1

Приложения:

1. Задание на проектирование.
2. Картограмма расположения горного отвода.
3. Протокол № 2806-26-У заседания ГКЗ от 05.02.2026 г.
4. Письмо утверждения проекта РП011.
5. Дополнение № 9 к Контракту № 633 от 02.10.2012 г.
6. Лицензия № 16017720 от 17.11.2016 г. Эксплуатация горных производств.
7. Дополнительное соглашение № 3 от 31 января 2017 г. к Соглашению о конфиденциальности от 14.08.2002 г., заключенное с РГУ Севказнедра.
8. Решение участника о переименовании от 30.09.2016 г.
9. Письмо № 1400 от 23.11.2018 от ТОО «КОМЕК МАШИНЕРИ Казахстан»

10. Инструкция по эксплуатации и техническому обслуживанию HD785-7 (PRN00409-03) Лист 3-132.
11. Технические характеристики оборудования.
12. Справка о состоянии балансовых запасов Комаровского месторождения на 01.01.2026.

АННОТАЦИЯ

«План горных работ Комаровского золоторудного месторождения. Открытые горные работы» выполнен на основании балансовых запасов окисленных и первичных руд по состоянию на 02.01.2025 года, утвержденных ГКЗ РК 05 февраля 2026 г. (Протокол № 2806-26-У), с учетом погашенных запасов за 2025 год.

«План горных работ Комаровского золоторудного месторождения. Открытые горные работы» состоит из пояснительной записки и графического материала. Целью проекта является обеспечение отработки запасов окисленных и первичных руд Комаровского месторождения в Житикаринском районе Костанайской области открытым способом с годовым объемом добычи золотосодержащей руды 3100 тысяч тонн.

В геологическом разделе проекта представлены материалы, характеризующие геологическое строение золотосодержащих руд и вмещающих пород, географическое расположение рудного поля, морфология залегания рудных тел. Представлены физические параметры наиболее крупных рудных тел.

В гидрогеологической части показана общая картина водонасыщенности рудного поля, оценены прогнозируемые водопритоки в горные выработки. Особое внимание уделено мониторингу за состоянием подземных вод. Представлены физико-механические свойства руд и вмещающих пород. Эти данные необходимы для расчета устойчивости бортов карьера и откосов отвалов.

Остаток Запасов руды месторождения для разработки «Плана горных работ Комаровского золоторудного месторождения. Открытые горные работы» подсчитан с применением программы «Micromine» методом блочного моделирования и заверен методом вертикальных параллельных сечений. Подсчитаны промышленные запасы по каждому горизонту. Представлена методика проведения работ по эксплуатационной разведке и отстройка карьера в автоматизированном режиме.

Основная часть плана горных работ – горные работы. «Планом горных работ Комаровского золоторудного месторождения. Открытые горные работы» определен способ отработки месторождения, рассчитаны величины потерь и разубоживания полезного ископаемого, разработан календарный график производства горных работ. В технологическом разделе дается описание примененной системы разработки, параметров карьера, применяемого технологического оборудования. Выполнены расчеты устойчивости бортов карьера, производительности экскаваторов и технологического транспорта, параметров буровзрывных работ. Дается описание наблюдений за устойчивостью бортов карьера и откосов отвалов с применением наблюдательных станций. Произведен расчет объемов и площадей отвалов вскрышных пород, необходимость проветривания карьера, исходя из его геометрических параметров. Представлена схема электроснабжения карьера, средства и способ связи. Выполнены необходимые

расчеты по расходу горюче-смазочных материалов и автомобильных шин. Дано описание работы карьерного водоотлива. На основании приведенных расчетов определен срок существования рудника.

В разделе «Вспомогательные работы» дается характеристика работ, обеспечивающая функционирование всех основных технологических процессов: строительство и поддержание в рабочем состоянии внутрикарьерных дорог, пылеподавление, обеспечение производственной площадки питьевой и технической водой, рекультивация нарушенных производственной деятельностью земель, наименование производственных объектов на промышленной площадке.

В отдельные главы выделены вопросы по охране труда и промышленной безопасности, и охране недр. В них отражены необходимые меры безопасности при выполнении отдельных работ технологического процесса, соблюдение санитарных норм и правил. Особое внимание уделяется контролю со стороны геолого-маркшейдерской службы за качеством и полнотой извлечения запасов.

В экономической части приведены показатели эффективности «Плана горных работ Комаровского золоторудного месторождения. Открытые горные работы» при применении определенной проектом технологии отработки месторождения и выбранного горнотранспортного оборудования.

Разработаны графические материалы, показывающие положение горных работ, а также сводный план карьера на конец отработки.

В разделе «Введение» приведено обоснование необходимости внесения дополнений и изменений в Рабочий проект.

ВВЕДЕНИЕ

В 2012 году состоялась передача права недропользования ТОО «Метал Трейдинг» в пользу ТОО «Орион Минералс» (Дополнение № 9 к Контракту № 633, Приложения, п.5). С 01.11.2016 г. ТОО «Орион Минералс» было переименовано в ТОО «Комаровское горное предприятие» (Решение участника о переименовании от 30.09.2016 г., Приложения п.8).

Основанием для корректировки «Плана горных работ Комаровского золоторудного месторождения. Открытые горные работы» от 2021 г., послужила переоценка запасов месторождения.

Данный «План горных работ Комаровского золоторудного месторождения. Открытые горные работы» выполнен товариществом с ограниченной ответственностью «Комаровское горное предприятие» в полном соответствии с требованиями Технического задания, утвержденного Председателем Правления ТОО «Комаровское горное предприятие».

Изменения проектных решений касаются основных положений проекта, таких как: утвержденных запасов, границ горного отвода, предельных контуров и геометрии карьера, объемов и расположения отвалов.

В горной части проекта к отработке приняты балансовые запасы первичных руд по состоянию на 01.01.2026 года.

В Проекте учтено:

- запасы месторождения Комаровское для условий открытой добычи по состоянию на 02.01.2025 утверждённые протоколом ГКЗ РК от 05 февраля 2026 года № 2806-26-У.

- отработка окисленных и первичных руд в период с 02.01.2025 по 31.12.2025 года, которая проводилась по «Плану горных работ Комаровского золоторудного месторождения. Открытые горные работы» на основании балансовых запасов первичных руд по состоянию на 02.01.2022 года, утвержденных ГКЗ РК 09 декабря 2022 года (Протокол № 2486-22-У).

«План горных работ Комаровского золоторудного месторождения. Открытые горные работы» состоит из пояснительной записки и графического материала. Целью «Плана горных работ Комаровского золоторудного месторождения. Открытые горные работы» является обеспечение отработки запасов первичных руд Комаровского месторождения в Житикаринском районе Костанайской области открытым способом с годовым объемом добычи золотосодержащей руды 3100 тысяч тонн, для поставки руды потребителю АО «Варваринское» по долгосрочному Договору. Годовая производительность обусловлена наличием и рассредоточением горнотранспортного оборудования в контуре карьера месторождения «Комаровское», пропускной способностью железной дороги по перевозке добываемой руды Потребителю с таким расчетом, чтобы избежать длительных простоев подвижного состава.

Раздел 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О МЕСТОРОЖДЕНИИ

1.1. Географо-экономическое положение

Комаровское месторождение золота находится в Житикаринском районе Костанайской области, в 8 км восточнее г. Житикара.

Город Житикара связан железнодорожной веткой со станцией Тобол, а с областным центром Костанай – асфальтовой дорогой протяженностью 205 км.

Район месторождения представляет собой слабо всхолмленную равнину с абсолютными отметками рельефа 250-275 метров.

В районе протекают реки Желкуар и Шортанды, впадающие в реку Тобол.

Климат района резко континентальный с морозной, ветреной зимой и жарким сухим летом. Максимальные значения годовых температур: в июле +40°C, в январе -42°C. Среднегодовое количество осадков составляет 300-350 мм. Ветры преимущественно юго-западные, преобладающая скорость – 4-5 м/сек, реже – до 20 м/сек.

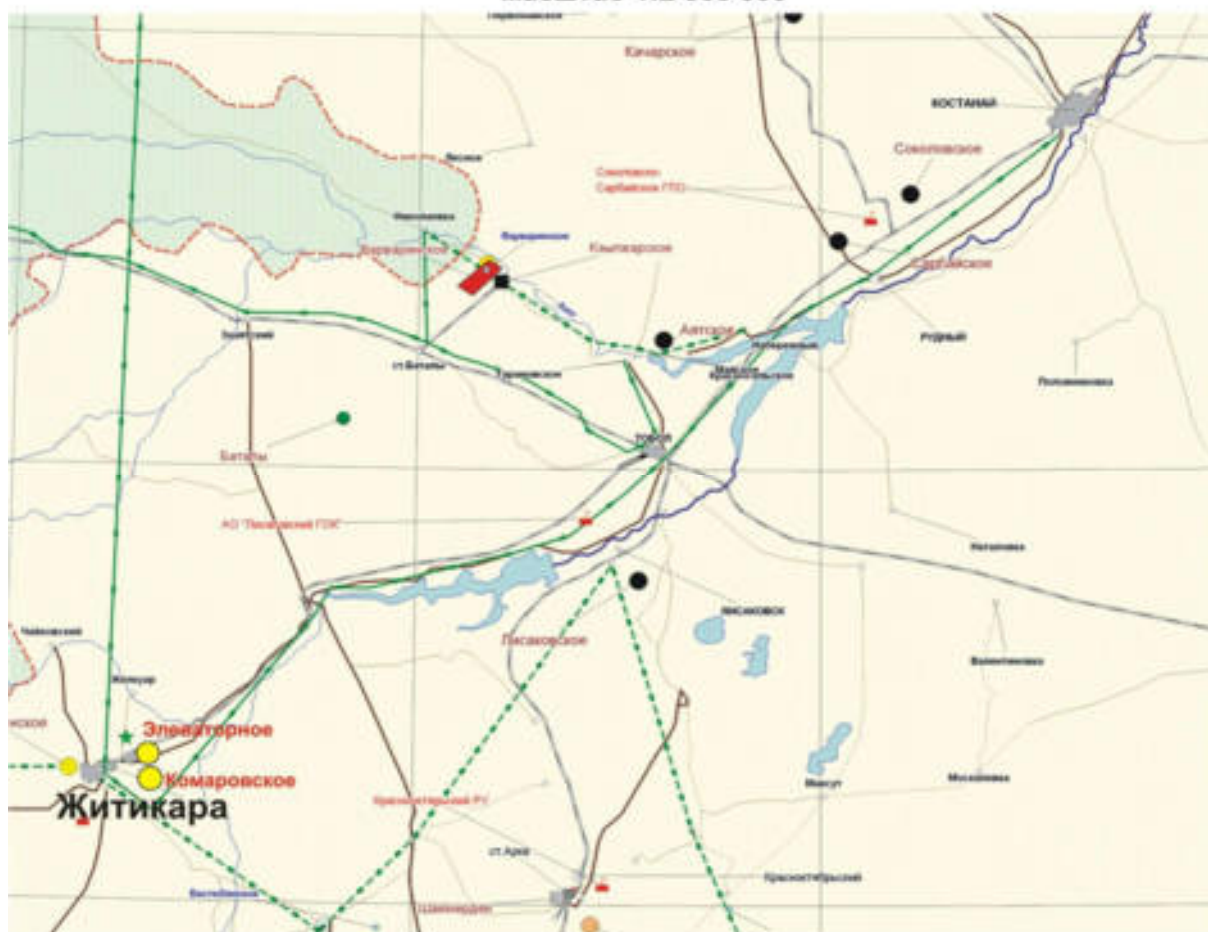
Водоснабжение города осуществляется за счет водохранилища на реке Желкуар.

Электроэнергией район обеспечивается за счет ЛЭП-500 кВ Ирикля-Житикара, ЛЭП-500 кВ Житикара-Сокол, ЛЭП-500 кВ Житикара-Ульке, ЛЭП-110 кВ Житикара-Милютинка, ЛЭП-110 кВ Житикара-Пригородное и двух цепной ЛЭП-110 Лисаковск-Житикара / Житикара-Глебовка.

Местными строительными материалами район обеспечен в достаточной степени. Имеются запасы целого ряда месторождений строительных материалов (глины, известняки, щебень и т.д.).

Месторождение находится в освоенном районе с развитой инфраструктурой и с избытком трудовых ресурсов, что в значительной степени упрощает промышленное освоение месторождения.

ОБЗОРНАЯ КАРТА района Комаровского месторождения масштаб 1:2 500 000



УСЛОВНЫЕ ОБОЗНАЧЕНИЯ

Автомобильные дороги с твердым покрытием Республиканского значения	Месторождения и проявления
Местного значения	● железных руд
Автомобильные дороги грунтовые Республиканского значения	■ свинца, цинка
Местного значения	● меди
Железные дороги	● бокситов
Линии электропередач, 110 кВ, действующие	● золота
Линии электропередач, 220кВ, действующие	● асбест
Горно-обогатительные комбинаты (ГОКи) и рудоуправления (РУ)	● подземных вод

Рисунок 1.1 – Обзорная карта района Комаровского месторождения

Раздел 2. ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

2.1. Геологическое строение Комаровского месторождения

Комаровское месторождение расположено в центральной части одноименного рудного поля. Рудное поле располагается в пределах западной части Троицкой структурно-металлогенической зоны, являющейся фрагментом структур Южного Урала в зоне их перехода к Тургайскому прогибу. Троицкая зона представляет собой горст-антиклинорий, граничащий на западе – с Кусоканской, на востоке – с Денисовской зонами по Восточно-Джетыгаринскому и Тобольскому субмеридиональным разломам. Основной структурой складчатого фундамента рудного поля является Комаровская антиклиналь.

Рудное поле простирается в меридиональном направлении на протяжении 30 км при средней ширине порядка 0,5 км. Западная граница его проходит по Комаровскому массиву гранодиоритов, а восточная – по границе с алексеевской свитой.

Складчатый фундамент сложен метаморфическими образованиями рифея, прорванными интрузией комаровского комплекса. Метаморфические породы рифея подразделяются на две свиты: городищенскую (R_{1-2} gr), представленную эффузивно-терригенной толщей, и алексеевскую (R_{2-3} al) – кремнисто-терригенную.

Породы городищенской свиты слагают сводовую часть Комаровской антиклинали. По составу – это рассланцованные в разной степени порфиритоиды и зеленоцветные сланцы: эпидот-актинолит-хлоритовые, эпидот-кремнисто-серицит-хлоритовые, хлорит-кварцевые, хлорит-серицит-плагиоклаз-кварцевые, сохранившие реликтовые структуры эффузивных и пирокластических пород.

Порфиритоиды занимают значительное место в разрезе и представляют собой серовато-зеленые, серовато-зеленовато-серые рассланцованные породы. На фоне основной массы часто наблюдаются ориентированные по сланцеватости порфиробласты полевых шпатов и кварца. Породы трещиноватые, часто дробленые, выполненные по трещинам гидроокислами железа, кварца и кальцита. Порфиритоиды минерализованы тонкой вкрапленностью магнетита и ильменита, количество которых достигает 5%.

Сланцы имеют характерный зеленый цвет, довольно тонко рассланцованы и минерализованы рассеянной вкрапленностью пирита. Сланцы часто окварцованы и приобретают пloidчато-очково-сланцевую текстуру. Мощность толщи – 800 метров.

Кремнисто-терригенная толща алексеевской свиты слагает крылья Комаровской антиклинали. Породы представлены кремнистыми, кремнисто-углистыми, углисто-глинистыми, кварцево-слюдистыми сланцами с прослоями кварцитовидных песчаников, глинистых известняков и линзами кварцитов. Сланцы обычно серого и темно-серого цвета с зеленоватым оттенком. В сланцах часто присутствует тонкораспыленный углисто-

графитистый материал и рассеянная вкрапленность пирита. Мощность толщи – 1200 м.

Интрузивный комплекс на площади месторождения представлен Комаровской интрузией, относящейся к Милютинскому диорит-гранодиоритовому комплексу ниже- среднекаменноугольного возраста, и серией даек верхнепалеозойского возраста. Интрузия представляет собой меридианально вытянутое тело протяженностью 30 км и шириной 1.0-2.5 км. Южная оконечность интрузии распадается на ряд отдельных изолированных блоков.

В экзоконтактах с интрузией и дайками вмещающие породы (порфиритоиды и сланцы) под воздействием гидротермальных растворов превратились в кварц-карбонат-плагиоклазовые, кварц-серицит-хлорит-плагиоклазовые метасоматические породы, обогащенные вкрапленной минерализацией пирита.

Весь комплекс вмещающих пород и Комаровская интрузия имеют меридиональное простирание, что свидетельствует об их согласном залегании. Падение восточного контакта интрузии крутое на восток, в ту же сторону падают и зеленые сланцы, углы падения которых варьируют от 55 до 85°. На контакте интрузии со сланцами последние не претерпели термального воздействия и вдоль контакта не наблюдаются, обычные в таких случаях, роговики. Все выше сказанное приводит к выводу о синорогенном происхождении Комаровской интрузии и гранитоидных даек рудного поля.

Рудное поле интенсивно насыщено дайками, имеющими согласное с вмещающей толщей простирание и падение. Маломощные дайки имеют четкую сланцеватую текстуру. Мощность даек небольшая, редко достигает 10-20 м. Длина же их по простиранию довольно значительная от 200 до 800 м. Петрографический состав интрузии и даек одинаков. Это, в основном, диориты, кварцевые диориты, гранодиориты и плагиограниты.

Дайки являются структурным каркасом, позволяющим разграничивать рудные зоны и увязывать их как по простиранию, так и по падению. Сами дайки безрудные, но рудные тела располагаются в их экзоконтактовой зоне.

На процесс геологического формирования существенную роль сыграли дизъюнктивные нарушения, из которых наибольшее значение имеют субмеридиональные и субширотные разломы. Вдоль первых произошло внедрение даек и развитие гидротермальных процессов, завершившихся образованием золоторудных минерализованных зон. Субширотные нарушения являются пострудными, они смещают рудовмещающие структуры от 0,5 м до 10 м.

Все породы складчатого фундамента несут следы континентального мезозойского выветривания. Кора выветривания имеет весьма широкое распространение, различный состав и непостоянную мощность, изменяющуюся от 5 до 20-30 м (без учета рыхлого чехла), среднюю глубину развития коры выветривания можно принять в 25-35 м. Наименьшая мощность коры выветривания отмечается над гранитоидными дайками, наибольшая – над минерализованными сульфидами рудными телами.

Наибольшим распространением в пределах Комаровского месторождения пользуется подзона пестроцветных структурных глинисто-слюдистых образований. Подзона дезинтеграции коренных пород имеет незначительную мощность, колеблющуюся от 1,5 до 2-3 метров.

Верхняя подзона коры выветривания развита фрагментарно.

Чехол рыхлых отложений мощностью от первых метров до 8-12 м распространен повсеместно, представлен горизонтально залегающими кайнозойскими отложениями: пестроцветными неогеновыми глинами, кварцевыми песками и четвертичными суглинками, супесями и почвенным слоем.

На Комаровском месторождении мощность покровного чехла изменяется от 3-6 м до 9-13 м. (Рисунок 2.1).

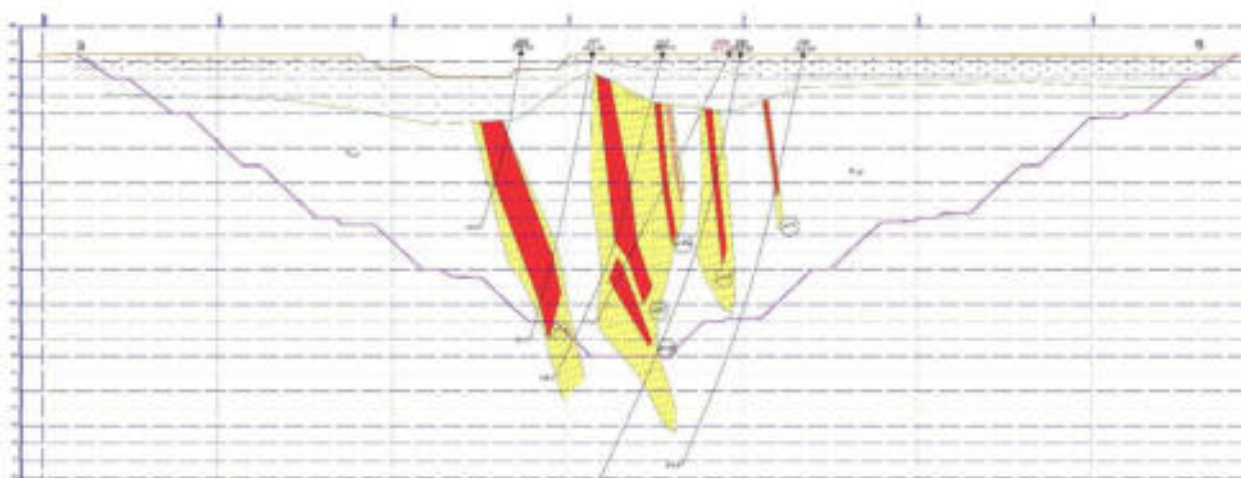


Рисунок 2.1 – Соотношение мощностей неоген – четвертичного покровного чехла, отложений мезозойской коры выветривания и первичной части разреза на месторождении

2.2. Условия локализации и природные типы руд

2.2.1. Характеристика первичных руд Комаровского месторождения

Месторождение относится к золото-кварц-сульфидной рудной формации к типу минерализованных зон и условно подразделено на 3 участка: Северный, Центральный и Южный. Оруденение приурочено к разрывным нарушениям в экзоконтактовых зонах маломощных даек гранитоидов. Вмещающими породами являются сланцы городищенской свиты нижнего-среднего рифея.

Рудные тела представляют собой крутопадающие минерализованные зоны, сложенные метасоматитами.

Метасоматиты представлены следующими разновидностями:

- эпидот-хлорит карбонат-кварцевая;
- серицит-эпидот-карбонат-хлорит-кварцевая;
- карбонат-эпидот-серицит-хлорит-кварцевая;
- хлорит-эпидот-кварц-мусковит-серицитовая;
- кварц-альбит-серицитовая;
- кварц-альбит-карбонат-хлоритовая.

Рудные минералы представлены пиритом, магнетитом и титаномagnetитом. Крайне редко отмечаются зерна халькопирита.

Пиритовая минерализация преимущественно приурочена к полосам, прожилкам, линзам и гнездам хлорита, где содержание ее достигает 3-5%, в редких случаях до 40%. Размер зерен пирита от 0,2 до 1 мм.

Рудные тела имеют меридиональное простирание с падением на восток под углами 60-80°. Визуально от вмещающих пород рудные тела выделяются по светлой окраске за счет процессов окварцевания и сульфидной минерализации. Балансовые руды в пределах зон окварцевания выделяются по данным опробования. Положение их в пределах рудной зоны незакономерное, часто прерывистое. Обычно, но не всегда, более богатые пробы (балансовая руда) располагаются в центральной по мощности части рудного тела и окаймляются более бедными пробами. Однако имеются сечения, где бедных оторочек (зальбанд) нет или наоборот, что чаще, все сечение рудного тела является забалансовым.

2.2.2. Морфология рудных тел в коренном залегании Комаровского месторождения

Первичные руды на месторождении разведывались в три этапа.

В период 1989-1994гг. оценивались рудные тела в пределах Центрального и Южного участков, южнее разведочного профиля 2600, глубина разведки была принята в 200-250м.

В 2003-2008гг. по рекомендации ГКЗ была проведена разведка рудных зон в пределах всех трех участков месторождения путем проходки колонковых скважин глубиной до 200м.

В 2010-2022гг. продолжена разведка рудных зон в пределах всех трех участков месторождения путем проходки колонковых скважин глубиной до 280-300м. Выполнена проходка скважин с гидротранспортом керна (КГК) с целью изучения кор выветривания.

Рудные зоны имеют значительную протяженность по простиранию, достигающую от 500 - 600м до 1300 - 1930м. Не на всем протяжении они являются равномерно оруденелыми, часто встречаются пережимы рудных тел или интервалы с невысокими содержаниями металла.

В вертикальной плоскости морфология рудных тел также сильно изменчива, а протяженность их небольшая. Во многих геологических разрезах рудные тела не начинаются от подошвы коры выветривания, либо они, как геологические тела, совсем отсутствуют в приповерхностной части, либо содержание золота достаточно низкое. Нижняя граница оруденения в рудных телах извилистая. Так, в пределах Северного участка от профиля 1060 до профиля 2520 все рудные тела протягиваются до глубины 150-200 м. На участках Центральный и Южный глубина развития оруденения достигает 180-200 м.

По морфологии рудные тела представлены жило- и линзообразными зонами без четких геологических границ, которые залегают согласно с вмещающими сланцами и контролируются дайками гранитоидов Мощности

рудных тел изменяются в пережимах от долей метра до 4-8 м, отмечаются немногочисленные раздувы до 15-35м, которые связаны с участками некоторого изменения их простираия и падения и с участками сопряжения рудных тел с субширотными разломами.

Всего на месторождении выделено 3449 крупных и мелких рудных тела. Длина рудных тел по простираию колеблется от 2,0 до 1930 м, по падению от 1,9 до 346 м. Мощность рудных тел колеблется от 0,4 м в пережимах до 19,74м в раздувах.

Месторождение отрабатывается единым карьером. В 2010 г. приступи к разработке первичных руд Северного участка. По состоянию на 01.01.2025г. запасы Северного участка практически полностью отработаны за исключением южной части. С 2014 года ведется отработка запасов Центрального участка. Запасы отработаны до глубины +140-+100 м.

2.2.3. Оруденение в корах выветривания Комаровского месторождения

Начиная с 1995г. основное внимание при разведке Комаровского месторождения уделяется золотоносным корам выветривания с их простой добычей открытым способом без применения буровзрывных работ и извлечением золота по технологии кучного выщелачивания.

По породам палеозойского фундамента и минерализованным зонам до глубины 20–35 метров развивается мезозойская кора выветривания. Над минерализованными зонами и рудными телами кора выветривания является золотоносной. Предшествующими работами и работами последних лет профиль коры выветривания разделяется на три подзоны (снизу – вверх):

- подзона дезинтеграции коренных пород, состоящая из кварц-гидрослюдисто-щебнистого материала с каолинитом со слабо окисленным пиритом, сохраняется цвет материнских пород;

- подзона пестроцветных структурных глинисто-гидрослюдистых образований с гидроокислами железа с обломками окисленных коренных пород;

- подзона бесструктурной глины гидрослюдисто-каолинитового состава.

По данным Ю.А.Бурмина (1987г.) в верхней подзоне коры выветривания золото мигрирует во всех случаях. Для коры выветривания коэффициент концентрации золота по подзонам распределяется следующим образом: щебнистая подзона – 1,1; гидрослюдистая подзона – 1,2; глинистая подзона – 0,7. Как видно, гипергенная концентрация золота происходит в нижних подзонах за счет миграции его из верхней гидрослюдисто-каолинитовой подзоны.

Рудные тела в корах выветривания, как и в коренном залегании, контролируются гранитоидными дайками, что четко установлено при опробовании и документации эксплуатационного карьера. Однако по керну скважин, особенно скважин КГК, дайки в коре выветривания плохо диагностируются, в связи с чем на геологических разрезах показаны не все фактически имеющиеся дайки, что для подсчета не имеет большого значения,

поскольку оконтуривание рудных тел проводилось по содержанию золота в скважинах.

Рудные тела кор выветривания в целом наследуют первичные руды, имея меридиональное простирание и крутое восточное падение. Однако, в связи с некоторой миграцией золота в коре выветривания, контур оруденения существенно расширяется по ширине.

Северный участок.

По состоянию на 01.01.2025г. все запасы окисленных руд, сосредоточенные на Северном участке отработаны карьером. Глубина распространения окисленных руд от 27 до 32м.

Центральный участок.

За период с 02.01.2022 г по 01.01.2025 г. было добыто 40,611 тыс. тонн руды, 51,9 кг золота. По результатам подсчета запасов по состоянию на 02.01.2025 г. произошел прирост запасов окисленных руд на 39,68 тыс. тонн руды и 51,86 кг золота.

Южный участок. На участке заключено 85% запасов окисленных руд месторождения. Выделено 89 рудных тел.

Все рудные тела и линзы протягиваются по падению до глубины 26-36м. Общая ширина рудовмещающей полосы не превышает 40м, расстояния между рудным телом и линзами от 4м до 10м.

Добыча окисленных руд Южного карьера осуществлялась в 2023 г. Всего добыто 9,637 тыс тонн руды и 9,734 кг золота. На Государственном балансе числится запасов окисленных руд 31,912 тыс.т, золота 47,098 кг, при среднем содержании 1,476 г/т.

2.3. Гидрологическая характеристика

В районе Комаровского месторождения золота главной водной артерией является р. Тобол с ее западным притоком р. Шортанды. Долина ее шириной от 200 м до 1,5 км умеренно расчленена неглубокими (до 1-2 м) оврагами, логами, промоинами. Склоны долины пологие, с резкими береговыми уступами высотой от 2 до 6 м, сложенными преимущественно глинистыми грунтами, реже – песками и скальными породами, расчленены балками и небольшими оврагами, открывающимися в пойму. Русло рек извилистое, разветвленное, ложе песчано-гравелистое, на плесах – заиленное. Пойма рек слабо наклоненная к руслу, местами заболоченная, с пятнами солонцов, покрыта разнотравьем. Нередко встречаются плесы.

В зимнее время на неглубоких плесах и перекатах реки промерзают до дна, в среднем толщина льда достигает 1,0 - 1,2 м. Весеннее половодье начинается в апреле и завершается по истечению 25 - 30 дней. Высота подъема уровня воды в реках весной в среднем составляет 1,5 - 2,0 м. Питание рек происходит, в основном, за счет дождевых и талых вод, частично – за счет подземного стока. Максимальная величина стока реки Тобол в районе месторождения в половодье (за период 1931 - 1986 гг.) составляет 0,142 м³/с

(1984 г.) – 1948 м³/с (1947 г.) при среднем значении 371 м³/с. В конце июня месяца поверхностный сток рек прекращается, перекаты пересыхают, минимальный расход равен нулю и относится к 99% обеспеченности.

Река Шортанды от г. Житикара до впадения в р.Тобол имеет постоянный водосток за счет подземного стока. Минимальный расход ее составляет около 0,10 0,15 м³/с.

В районе г. Житикара река Шортанды перекрыта двумя плотинами, образуя Шортандинское водохранилище, полная проектная емкость которого составляет 3,6 млн.м³. Вода используется для полива зеленых насаждений, дачных участков и для водопоя скота.

Минерализация воды в реках в период половодья не превышает 0,9 г/дм³. В период отсутствия поверхностного стока (июль-март месяцы), когда реки подпитываются разгружающимися в пойме трещинными водами рифей-палеозойского комплекса, минерализация воды достигает 1,4-1,7 г/дм³ (р.Шортанды) – 6,4-8,6 г/дм³ (р.Тобол) и контролируется минерализацией подземных вод.

Незначительное распространение получили бессточные, отрицательные формы рельефа, которые весной наполняются талой водой, образуя озера, пересыхающие к июню-июлю месяцам. К таковым, до сброса в него карьерных вод, относится болото Шоптыколь (Чептыколь). С 2004г. болото Шоптыколь используется для сброса дренажных вод из карьера Комаровского месторождения. Минерализация воды по данным мониторинга в пределах 1,05-2,45 г/дм³

2.4. Гидрогеологическая характеристика месторождения

Гидрогеологические условия рассматриваются по рудному полю и территории, непосредственно прилегающей к нему в радиусе до 5-8 км. На данной площади распространены только воды элювиальных отложений мезозойской коры выветривания и зоны трещиноватости рифей-палеозойского водоносного комплекса, которые в достаточной степени охарактеризованы в разделе выше. Здесь приводятся только некоторые особенности, выявленные по результатам поисково-оценочных и разведочных работ, а также многолетнего опыта карьерного водоотлива за период промышленного освоения Комаровском месторождении золота.

Основные водопритоки на месторождении формируются в элювиальных отложениях мезозойской коры выветривания и зоне трещиноватости рифей-палеозойских образований, интрузий кислого и ультраосновного состава среднего палеозоя. Водовмещающие породы продуктивных коллекторов представлены разнотипными метаморфическими сланцами, песчаниками, конгломератами, гранодиоритами, габбро, серпентинитами и образованиями их коры выветривания.

Водообильность пород коры выветривания невысокая, дебиты скважин составляют десятые доли л/с. Средняя мощность обводнённых кор

выветривания части по Комаровскому месторождению - 13,9 м. Питание горизонта осуществляется за счёт инфильтрации атмосферных осадков на площади месторождения и потока подземных вод из смежных территорий, находящихся гипсометрически выше. Горизонт имеет тесную гидравлическую связь с водами нижележащих скальных пород. Уровни подземных вод со свободной поверхностью зеркала здесь устанавливаются на глубинах 10-15 м.

Обводненной, как правило, является наиболее выветрелая и трещиноватая зона скальных пород, прослеживаемая до глубин 35-60 м, увеличиваясь к южной части месторождения. Водоотдача пород 0,008, коэффициент фильтрации двухслойной толщи (зоны открытой трещиноватости рифей-палеозоя в комплексе с корой выветривания) изменяется от сотых долей до 4,8м/сут, при среднем значении 0,69 м/сут. Средняя обводненная мощность зоны трещиноватости в комплексе с их корами выветривания составляет 43,9м.

Ниже зоны трещиноватости подземные воды тяготеют к открытой трещиноватости зон тектонических нарушений, затухающих с глубиной. С затуханием открытой трещиноватости уменьшается и водообильность пород, с глубины 120-150м водопроявления выражаются в виде слабого капеза или увлажнения пород. Уровни подземных вод, как при естественном режиме, так и при нарушенном вследствие водоотлива из карьера, совпадают с уровнями воды в мезозойских корах выветривания. Дебиты скважин в зонах повышенной водообильности составляют 1,3-4,4 л/с при понижениях 2,2-3,8м соответственно. Вне этих зон водообильность пород не превышает 1л/с при понижениях до 28,5м.

Питание подземных вод происходит за счёт инфильтрации атмосферных осадков, перетока из вышележащих мезозойских кор выветривания, разгрузка в р.Шортанды, а также путем транспирации растениями и испарения в пониженных частях рельефа.

Движение подземных вод в естественных условиях было направлено в сторону русла р.Шортанды. В настоящее время подземный поток направлен в сторону искусственной выработки - карьера.

В пределах месторождения распространены солоноватые хлоридные натриевые, реже сульфатные натриевые воды с минерализацией 1,8-2,8 г/л.

Отмеченные выше особенности дают основание отнести гидрогеологические и гидрохимические условия месторождения к 3-й группе (очень сложные). [12]

2.5. Инженерно-геологические условия месторождения

Золотое оруденение Комаровского месторождения приурочено к рудоносным зонам, выделяющимся среди хлорито-серицитовых и кварцево-хлорито-серицитовых сланцев. Мощность рудных тел в среднем составляет 2-3 м, не превысив 15 м. Рудосодержащие зоны залегают согласно с вмещающей и толщей, имеют восточное падение от 45-55° до 80-90°. Верхняя часть рудных зон и вмещающих пород до глубины порядка 30 м подвержено

процессам выветривания. Рудное поле максимальной общей шириной до 160 м состоит из 2-6 параллельно расположенных рудных тел и протягивается с севера на юг вдоль восточного контакта Комаровской интрузии.

Особенности геологического строения района и его географическое положение обуславливают полное отсутствие естественных физико-геологических процессов, которые могут отрицательно влиять на разработку месторождения.

Комаровское месторождение по степени сложности инженерно-геологических условий разработки относится к категории средней сложности и к III-б типу инженерно-геологических групп пород, вмещающих полезное ископаемое.

По физико-механическим свойствам литологических разновидностей в разрезе месторождения выделено 4 инженерно-геологических комплекса.

1. Комплекс четвертичных отложений распространен повсеместно по площади месторождения покровом мощностью от 1-2 до 6 м. Представлены они суглинками и глинами желто-коричневого до бурого цветов, комковатой структуры и текстуры, полутвердой консистенции. По гранулометрическому составу порода относится к средним суглинкам, содержание песчаных тонко- и мелкозернистых частиц составляет в среднем 15-25%. Грунты, как правило, слабо засолены, участками загипсованы, относительно водостойкие, среднесжимаемые.

2. Комплекс неогеновых отложений распространен локально в северной половине месторождения и представлен пестроокрашенными глинами, с преобладанием зеленовато-серого цвета, с редкими линзами и прослоями песков мощностью до 3-5 м, тяготеющими к подошве. Общая мощность отложений не превышает первого десятка метров, составляя в среднем, вместе с четвертичными отложениями 5,8 м.

Глины плотные, комковатой структуры, твердой и полутвердой консистенции. При компрессионных испытаниях под водой породы набухают в интервале нагрузок $1-5 \cdot 10^5$ Па. При высыхании глины дают значительную усадку, равную в среднем 8,2%, достигая 50-60% приращения объема при увлажнении. В процессе усадки возникают многочисленные трещины усыхания, разрушающие образцы.

В условиях полного водонасыщения, сопротивление сдвигающим усилиям резко снижается. Во влажном состоянии глины могут оползать в виде густой тестообразной массы.

Пески кварцевые, неоднородные, от мелко-зернистых до гравелистых. Преобладают фракции диаметром 0,25-0,10 м, иногда гравийный материал. Среди песков отмечаются прослойки глин мощностью до 10-20 см.

3. Комплекс отложений коры выветривания покрывает сложным чехлом всю площадь рудного поля и представлен (сверху вниз) глинистыми, глинисто-щебнистыми и дресвяно-щебнистыми разностями общей мощностью 4-35 м, постепенно переходящими в выветрелые породы скального массива. Верхняя более глинистая часть характеризуется плотным сложением твердой и полутвердой консистенции, глины средне- и

слабосжимаемые, легко размокаемые (от 60 минут до 1,5 суток), обладают пониженной прочностью, от слабо до сильно набухаемых. В целом состав коры выветривания и их свойства весьма изменчивы в плане и разрезе.

С глубиной увеличивается содержание и размер щебнистых включений. Отложения в различной степени водопроницаемы и при залегании глубже 10-15 м обводнены.

4. Комплекс скальных пород рифей-палеозойского фундамента объединяет глубокометаморфизованные вулканогенно-осадочные образования, превращенные в хлорит-серицитовые и кварцево-хлорит-серицитовые сланцы и переходные между ними разновидности. Среди этих пород встречаются прослои и линзы углисто-графитистых сланцев и известняков мощностью до 2-20 м. В таблице 2.2 приведены физико-механические и прочностные свойства сланцев и метасоматитов, прочность которых в водонасыщенном состоянии несколько ниже, чем в сухом. По механической прочности при сжатии они классифицируются как не размягчаемые, прочные и очень прочные породы (СТ РК 2156-2-2011) [33]. Породы, подверженные процессам выветривания и тектонического воздействия, – размягчаемые, реже не размягчаемые, от малопрочных до средней прочности.

Закономерностей изменения физико-механических свойств пород в плане и разрезе по зонам пород (подверженных выветриванию и тектоническим подвижкам или не затронутых данными процессами) не отслеживается.

Метасоматиты по физическим и прочностным свойствам отличаются от вмещающих их сланцев. Они обладают меньшей плотностью вследствие повышенной пористости, более прочные с повышенными сдвиговыми параметрами.

Основные физико-механические свойства комплексов горных пород приведены в таблицах 2.1 (комплексы связных пород) и 2.2 (комплекс скальных пород).

Таблица 2.1 – Основные показатели физико-механических свойств глинистых пород комплексов связных пород

№№ п/п	Наименование показателей	Величина показателя: от–до (среднее) нормативная (количество определений)		
		Четвертичные глины и суглинки	Неогеновые глины	Глинистые продукты коры выветривания
1	2	3	4	5
1	Естественная влажность, %	$\frac{12,8-24,0}{17,1(6)}$	$\frac{8,8-24,1}{16,4(21)}$	$\frac{1,3-30,7(14,80)}{16,6(84)}$
2	Плотность, г/см ³	$\frac{1,94-2,17}{2,02(6)}$	$\frac{1,93-2,25}{2,10(21)}$	$\frac{1,80-2,85(2,12)}{2,13(84)}$
3	Пористость, %	$\frac{29,3-37,7}{34,3(6)}$	$\frac{24,6-49,3}{32,4(21)}$	$\frac{3,1-49,7}{35,4(84)}$
4	Пластичность, %			
	– предел текучести	$\frac{34,5-49,0}{39,1(6)}$	$\frac{23,5-57,6}{42,0(22)}$	$\frac{23,1-55,4}{34,8(83)}$
	– предел раскатывания	$\frac{14,4-17,8}{15,8(6)}$	$\frac{8,9-25,0}{14,8(22)}$	$\frac{11,2-29,9}{24,8(83)}$
	– число пластичности	$\frac{19,3-32,6}{23,3(6)}$	$\frac{12,8-39,8}{27,2(22)}$	$\frac{3,9-27,9}{10,0(83)}$
5	Коэффициент внутреннего трения	$\frac{0,384-1,280}{0,75(5)}$	$\frac{0,200-1,440}{0,446(19)}$	$\frac{0,075-1,100}{0,506(57)}$
6	Сцепление, 10 ⁵ Па	$\frac{0,23-0,90}{0,58(5)}$	$\frac{0,17-2,00}{1,15(19)}$	$\frac{0,10-2,10}{0,73(57)}$
7	Модуль общей деформации 10 ⁵ Па	$\frac{48,0-153,0}{100,5(2)}$	$\frac{16,8-129-4}{48,9(15)}$	$\frac{18,4-211,3}{73,4(47)}$

Таблица 2.2 – Основные показатели физико-механических свойств пород скального комплекса пород

Показатели	Величина показателя: от-до/нормативный (количество определений)	
	сланцы	метасоматиты
1	2	3
Объемный вес первичных руд		2,42 3,09(2,82)
Естественная влажность первичных руд, %	(42)	
Плотность, г/см ³		0,49 1,68(0,92)
Плотность мин. части, г/см ³	$\frac{2,87-3,05}{2,96(33)}$	$\frac{2,67-2,75}{2,70(7)}$

Показатели	Величина показателя: от-до/нормативный (количество определений)	
	сланцы	метасоматиты
<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>
Водопоглощение, %	<u>2,87-3,05</u> 2,96 (33)	<u>2,67-2,75</u> 2,70 (7)
Пористость, %	<u>0,07-0,59</u> 0,22 (34)	<u>0,01-0,83</u> 0,30 (7)
Мех. прочность по ГОСТ 211532-75, 21153.3-75, $Q \times 10^6 \text{Па}$:	<u>0,3-3,4</u> 1,3 (33)	<u>1,1-3,7</u> 2,1 (7)
1) при сжатии:		
а) в сухом состоянии		
б) в водонасыщенном	<u>11,1-144,0</u> 90,8 (33)	<u>94,9-177,2</u> 131,8 (5)
2) при растяжении:	<u>6,4-103,6</u> 68,7 (18)	<u>71,9-162,6</u> 109,1 (4)
а) в сухом состоянии		
б) в водонасыщенном	<u>4,0-14,1</u> 8,7 (31)	<u>9,7-18,7</u> 13,2 (5)
Кэф. крепости по Протоdjяконову	<u>2,4-9,6</u> 6,3 (17)	<u>7,8-16,0</u> 10,4 (4)
Кэф. размягчаемости	<u>7,5-19,0</u> 14,1 (31)	<u>12,6-19,0</u> 15,8 (5)
Упругие характеристики в сух. состоянии:	<u>0,58-0,94</u> 0,75 (17)	<u>0,71-0,92</u> 0,79 (4)
Соотношение скорости распространения упругих продольных волн к поперечным		
Кэф. Пуассона	<u>1,68-1,75</u> 1,70 (6)	—
Модуль Юнга ($E \times 10^{10}$)	<u>0,22-0,27</u> 0,24 (6)	—
Модуль сдвига ($M \times 10^{10}$)	<u>5,36-8,26</u> 6,58 (6)	—
Модуль всестороннего сжатия ($K \times 10^{10}$)	<u>2,18-3,39</u> 2,66 (6)	—
Сейсмический параметр, $\text{км}^2/\text{см}^2$	<u>3,3-5,3</u> 5,1 (6)	—
Сдвиговые параметры при срезе:	<u>11,85-17,06</u> 14,08 (6)	—
Сцепление, МПа		
Угол внутреннего трения, град.	<u>5,58-19,81</u> 10,99 (25)	<u>5,11-26,85</u> 15,20 (5)

По литературным данным скальные породы и руды месторождения характеризуются как весьма малоабразивные и малоабразивные (I-II класс) с показателем абразивности от 5 до 10 мг. Руды и вмещающие породы не радиоактивны, гамма-активность их измеряется в пределах 11,3-11,7 мкp/ч.

Скальные породы в соответствии с классификацией МГ и ОН СССР характеризуются, в основном, VI-VIII категорией буримости.

Руды и вмещающие породы не склонны к самовозгоранию, не взрывоопасны, а месторождение в целом относится к непожароопасным.

Инженерно-геологические условия разработки месторождения в целом классифицируется как средней сложности, а месторождение относится к типу 3 б.

Коэффициент разрыхления для глинистых разновидностей пород и руд в зоне окисления ориентировочно составляет 1,2-1,3, а для скальных пород и первичных руд – 1,4-1,5.

Месторождение находится в несейсмичной зоне. Согласно СНиП РК 2.03-30-2006 «Строительство в сейсмических районах. Нормы проектирования» сейсмичность составляет 5 баллов, что не накладывает каких-либо дополнительных требований к строительным конструкциям.

Необходимо отметить, что при эксплуатации месторождения в бортах карьеров не исключено проявление горно-геологических (техногенных) процессов, развитие которых будет зависеть от степени переувлажнения пород рыхлообломочной толщи. Поэтому основной мерой защиты горных выработок от возможных проявлений неблагоприятных процессов будет являться своевременное водоотведение (удаление) поверхностных и дренажных карьерных вод.

2.6. Оценка водопритока в горные выработки

Наличие довольно обширного материала мониторинга осушения рассматриваемого месторождения позволяет наиболее надежно спрогнозировать приток воды в горные выработки, основываясь на анализе характера изменения их в свойственных для месторождения гидрогеологических условиях.

Притоки воды в карьер формируются за счет подземных вод и вод атмосферных осадков.

В таблице 2.3 приведены данные мониторинга среднемесячных и годовых водопритоков в карьер Комаровского месторождения.

Таблица 2.3 – Среднемесячные и среднегодовые водоприток
(м³/ч)

Год / отметка воды в зумпфе	Месяцы												Средне- годовой
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	
2004/244,0				50	20	18	22	28	51	188	206	178	63
2005/244,0 (с октября-234,8)	101	82	88	36	118	148	127	223	128	121	159	232	130
2006/234,8	154	169	174	151	148	136	136	125	122	130	135	147	139
2007/234,8 (с июня-231,0)	132	114	156	152	140	163	172	170	160	155	157	152	152
2008/231,0	152	151	148	116	88	106	118	99	105	95	100	93	114
2009/231,0 (с июля-222,0) (с декабря-219,2)	110	119	129	113	107	111	138	166	161	129	117	96	125
2010/219,2	103	101	110	106	123	124	147	128	131	152	135	129	124
2011/219,2 (с апреля-207,0)	107	93	74	119	104	111	132	172	120	115	121	121	116
2012/207,0 (с ноября-198,0)	113	104	118	102	115	109	99	111	122	94	132	145	114
2013/198,0	125	89	102	148	96	88	92	103	98	104	101	97	104
2014/198,0	92	77	117	141	105	73	42	80	64	55	65	76	82
2015/198,0 (с апреля-194,0)	52	52	44	153	129	139	75	77	24	20	51	51	72
2016/194,0 (с июня-191,8)	46	57	49	61	61	117	99	103	94	125	119	108	87
2017/188,0 (с марта-186,0) (с июня-180,0)	85	83	98	109	71	130	133	131	136	136	136	144	116
2018/176,0 (с марта-172,7) (с окт-160,2)	82	66	91	214	107	99	104	103	113	122	109	73	107
2019 /158,2 (с марта 152,0) (с сентября-148,0)	23	91	302	152	87	109	131	114	95	96	136	73	117
2020/148,0 (с июня 145,0) (с июля 141,2)	70	83	119	169	130	137	150	134	192	172	105	87	129
2021/141,2 (с июня 140,0) (с октября 137,4 с декабря 133,3)	92	92	137	210	141	143	101	129	103	116	109	101	123
2022/133,3 (с июля 130,0) (с сентября 125,0)	95	130	112	138	95	112	113	98	114	154	207	148	126
2023/125,0 (сентябрь 117,0 (с октября 110,7) (с ноября 108,3)	144	144	170	229	149	133	129	167	190	170	189	162	165
2024/105,0	153	153	188	315	217	180	210	241	190	160	160	160	193
2025/104,5	153	183	235	212	148	191	175	151	147	147	127	119	166

В годовом разрезе наибольшие притоки воды приурочены к марту - апрелю месяцам, когда резко увеличивается доля вод растаявшего снега. Величины этих водопритокков контролируются количеством твердых зимних осадков, интенсивностью их таяния, размером площади сбора талых вод, наличия наледей на бортах карьеров и др.

Следует учесть, что иногда резкие изменения величин среднемесячных притоков воды обусловлены прерывистым режимом откачки – эпизодическая откачка из водосборника карьера по мере накопления воды в нем.

Характер изменения водопритока при углубке карьера позволяет выделить обводненную («активную») зону рифей-палеозойского водоносного комплекса мощностью 30 м, имеющую практически повсеместное распространение по площади. Подошва этой зоны отслеживается на глубине до 45-60м, увеличиваясь к югу.

При полном вскрытии «активной» обводненной мощности водоносного комплекса северной и центральной части месторождения с последующим осушением в этих условиях наступила стабилизация водопритока в карьер в объеме 70 - 170 м³/ч., при среднегодовом 116 м³/ч.

Относительная стабилизация среднегодовых водопритокков и уровней воды в 2013-2019 годах, когда горные работы свелись к расширению карьера по практически необводненным уступам, свидетельствует о формировании водопритока за счет естественных ресурсов водоносного комплекса: доля емкостных запасов, содержащихся в отдельных трещинах разлома, ничтожно мала. Повышение водопритокков в 2020-2025гг до 210 м³/ч на фоне 70 - 130 вызвано расширением уступов карьера по обводненной зоне водоносного комплекса, развитием горных работ в южной части месторождения. В 2022-2023 г. отмечены значительные атмосферные осадки, что явилось одним из факторов высокого паводка весны 2024г. и сказалось на увеличении водопритокков в карьер.

В 2025г переоценены эксплуатационные запасы подземных вод Восточно-Джетыгаринского участка Джетыгаринского месторождения применительно к системе осушения Комаровского месторождения золотосодержащих руд по состоянию на 01.01.2025г. в количестве 6,4тыс.м³/сут. Прогнозные максимальные притоки воды в карьеры Комаровского золоторудного месторождения не превысят 267 м³/ч, в т.ч. 42м³/час за счет атмосферных осадков. Водопритокки увеличиваются при разноске бортов в южной части карьера с увеличением обводнённой мощности кор выветривания.

Качество карьерных вод, которые будут откачиваться из горных выработок, прогнозируется по аналогии с фактическим химическим составом вод, сформировавшимся после достижения действующим карьером Комаровского месторождения подошвы водоносного комплекса. Карьерные воды формируются за счёт подземных вод и ультрапресной воды атмосферных осадков, попадающих в открытую горную выработку в виде дождя, снега, града. В периоды выпадения дождей и весеннего снеготаяния минерализация

карьерных вод резко уменьшается за счёт разбавления пресной водой осадков. Рудничные воды по данным многолетнего мониторинга характеризуются как соленоватые, хлоридные натриевые, реже сульфатные натриевые с преобладанием минерализации 1,8-2,8 г/л, жесткие, нейтральные, радиологически безопасные. Отмечается повышенное содержание в воде хлоридов, сульфатов, марганца, брома, по единичным пробам – железа, свинца[12].

2.7. Мониторинг подземных вод

Целью ведения мониторинга подземных вод является подтверждение прогноза водопритока в карьер с последующей, при необходимости, корректировкой системы осушения, а также контроль за влиянием осушения месторождения и сброса карьерных вод на подземные и поверхностные воды. Мониторинг включает в себя учет объемов откачанной воды, контроль за химическим составом карьерных, подземных и поверхностных вод, наблюдения за развитием депрессионной воронки по сети наблюдательных скважин. Для оценки воздействия на подземные воды сбрасываемых карьерных вод создана режимная сеть из 13 наблюдательных скважин, в том числе 4 скважины, пробуренные по периметру накопителя карьерных вод б. Шоптыколь. На данный момент проводится бурение дополнительных наблюдательных скважин по проекту «Развитие наблюдательной сети для мониторинга подземных вод Комаровского месторождения с разделом ООС», по окончании бурения и ОФР скважины будут включены в существующую режимную сеть.

Оценку водопритока в карьер рекомендуется производить не реже 1 раза в 10 дней по расходомерам. В случае выхода из строя расходомера, водоприток принимать равным среднему водопритоку за последние 10 дней работы расходомера в соответствии с Правилами первичного учета вод (Приказ Министра водных ресурсов и ирригации Республики Казахстан от 4 июня 2025года № 109-НК). Также возможен контроль водопритоков в карьер по времени работы насосов за месяц и их фактической производительности, определяемой объемным методом или по водосливу, установленному на конце водопровода, в месте сброса карьерных вод в болото Шоптыколь. При этом величина водопритока учитывает общие притоки (подземных вод и атмосферных осадков).

Наблюдения за уровнем режимом по скважинам и поверхностным водоемам (б. Шоптыколь) необходимо производить не реже одного раза в месяц, учащаясь до одного раза в декаду, в зависимости от наличия факторов, обуславливающих резкое изменение темпов подъема или снижения уровня (паводок, резкое понижение горных работ и т.п.).

Для контроля за химическим составом карьерных вод после весеннего и осеннего подъема уровня подземных вод, в летнюю и зимнюю межень отбираются пробы карьерных вод на сбросе в накопитель на сокращенный и микрокомпонентный химический анализ (в соответствии с нормируемыми

показателями проекта НДС). Параллельно отбираются пробы воды из болота Шоптыколь на противоположной от места сброса карьерных вод стороне и из наблюдательных скважин по периметру болота (фон). В летнюю межень дополнительно отбираются пробы поверхностных вод из р.Шортанды в 2 х точках выше и ниже по течению от Комаровского месторождения на определение микро- и макрокомпонентов.

Лабораторные испытания проб карьерных, поверхностных и подземных вод, отобранных в процессе мониторинга, производятся аккредитованными лабораториями по договору.

2.8. Состояние запасов Комаровского месторождения

Подсчет запасов.

Подсчет запасов выполнен с использованием программы «Micromine» с учетом дополнительных данных разведки, эксплоразведки и отработки, полученных за период 01.01.2018 - 01.01.2025гг., по утвержденным кондициям для открытой и подземной отработки в 2018г. (Протокол ГКЗ РК № 1952-18-У от 16 июля 2018г.) методом Кригинга.

Статистическая и геостатистическая обработка, каркасное моделирование, оценка запасов были выполнены с использованием горно-геологического программного обеспечения «Micromine» версии 11.0 -18.0947.

Согласно «Методическому руководству по содержанию, оформлению и порядку представления на государственную экспертизу недр материалов Технико-Экономического Обоснования кондиций на твердые полезные ископаемые», не менее 25% запасов месторождения, подсчитанных в программе «Micromine», должны быть заверены подсчетом запасов традиционным способом. Подсчет запасов традиционным способом выполнен методом вертикальных параллельных сечений.

Так же для контроля основного метода подсчета запасов был выполнен заверочный подсчет (100%) по бортовому содержанию 0,5 г/т золота в программе «Micromine» методом IDW (метод обратных расстояний).

Расчетные параметры, принятые для подсчета запасов.

Повариантный подсчет запасов проведен с применением следующих расчетных параметров:

бортное содержание золота в пробе для оконтуривания руд	
по мощности	– 0,5 г/т
минимальная мощность рудных тел, включаемых в	
подсчет запасов	– 2,0 м
максимальная мощность некондиционных руд и пустых прослоев,	
включаемых в подсчет запасов	– 3,0 м

При меньшей мощности, но более высоком содержании, использовался метрограмм.

Методика подсчета запасов.

Подсчет запасов выполнен в горно-геологической программе «Micromine» методом Кригинга. На руднике ТОО «Комаровское горное предприятие» создана и постоянно пополняется электронная база данных опробования с вычисленными координатами каждого интервала опробования. База создана на основе первичных данных по координатам устьев скважин, начала борозд, инклинометрии, а также результатов химических анализов по золоту.

Методика оконтуривания рудных тел.

Положение линий разрезов и границ участков месторождения принято в соответствии с подсчетом запасов (Гачкевич И.В., 2011 г.). Оконтуривание рудных тел выполнено по бортовому содержанию золота 0,5.

Границы рудных зон выделялись в каждом разрезе и проводились по исходным пробам по вариантам бортовых содержаний золота (0,5 г/т). Оконтуривание рудных тел проводилось с соблюдением параметров кондиций по мощности рудных тел и включению безрудных прослоев.

Оконтуривание рудных тел по простиранию и падению проводилось с применением интерполяции между рудной и безрудной выработками или экстраполяцией на длину, равную половине длины разведочной сети. Интерполяция контуров рудных тел выполнялась на точку, на половину расстояния между рассматриваемыми пересечениями, если соблюдалось принятое правило ограниченной экстраполяции: на 25 м при длине пересечения от 1 м до 4 м; на 50 м при длине пересечения от 4 м до 25 м; на 100 м при длине пересечения более 25 м. Выклинивание производилось на точку или линию (в случае не единичного подсечения).

Нумерация рудных тел выполнялась при их взаимной увязке на разрезах и планах и прослеживании между разрезами.

Объемная каркасная модель рудных тел месторождения Комаровское показана на рисунке 2.2.

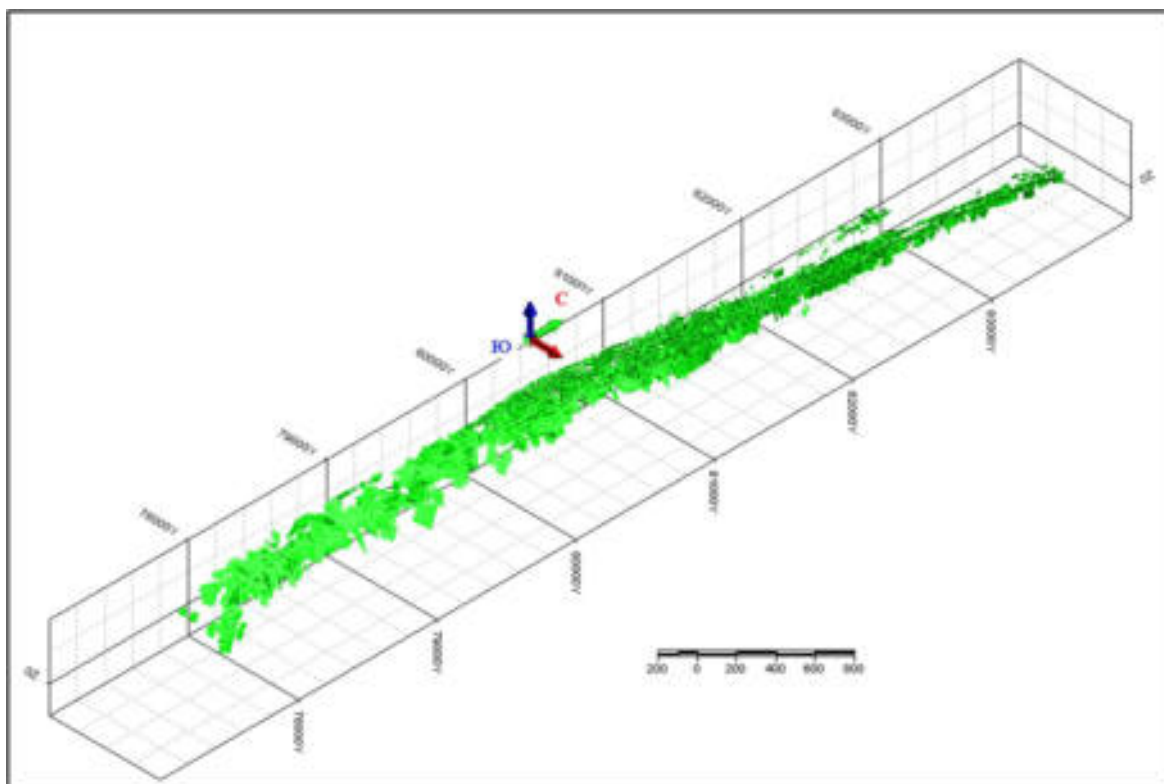


Рисунок 2.2 – Объёмная каркасная модель рудных тел месторождения Комаровское.

За счет границы коры выветривания, рудные залежи разделены на два технологических типа: – окисленные руды; – первичные руды.

Категоризация запасов выполнена по степени их разведанности, согласно существующим нормативным документам.

После создания объёмной каркасной модели по рудным телам создается блоковая модель рудных тел - внутреннее пространство каркасной модели заполняется ячейками (блоками). Первоначально модель была создана, используя размер материнских ячеек 10х5х5 м по осям X, Y и Z, которые затем делятся на субблоки размером 5х5х5 м (минимальный размер блока составил 2х1х1м по X, Y и Z осям) на выclinках рудных тел.

Предусмотренное программой разделение материнских блоков на блоки меньших размеров связано с более надежной оценкой содержаний металлов в приконтурных частях рудных тел и в рудных телах небольшой мощности. На этой стадии блочного моделирования были определены координаты центров каждого материнского блока.

Композитные пробы с соответствующим содержанием золота были импортированы, в пустую блочную модель, затем проинтерполированы, используя метод Ординарного Кригинга. В интерполяцию были взяты значения содержаний золота.

При интерполяции был использован подход «оценки материнских блоков», то есть все субблоки в пределах одного материнского блока получали одно и то же среднее содержание. Процессы Ординарного Кригинга были

использованы при различных значениях радиуса поиска, пока все блоки не были проинтерполированы. Радиусы поиска были определены по параметрам полувариограмм, которые определяли взвешивание проб методом Кригинга.

Первые радиусы поиска были равными двум третям зон влияния полувариограмм по направлениям: вдоль простирания, падения и по мощности рудных тел. Те блоки, которые не получили оценку содержания после первой интерполяции (прогона), были проинтерполированы с радиусом поиска, равным зоне влияния полувариограмм. Блоки модели, которые не получили оценки среднего содержания в результате первых двух интерполяций, проинтерполированы последующей интерполяцией, для которой радиус поиска был равным 2-4 зонам влияния полувариограмм во всех направлениях.

Для повышения надёжности, оценки средних содержаний при интерполяции блоков модели с использованием зон влияния полувариограмм применялось следующее ограничение: блок должен быть оценён как минимум одной пробой, по одной выработке.

При интерполяции использовался процесс декластирования путём разбивки эллипсоида поиска на четыре сектора. Наложение ограничения для каждого сектора было следующим: максимальное количество точек в секторе – 4, минимальное – 1.

После расчета содержания в каждой блоковой ячейке проводится вычисление объемного веса для каждой из них.

Объемный вес присваивался блокам блочной модели. Объемный вес определен методом «целиков» и по результатам гидростатического взвешивания и составляет для окисленных руд 1,8 т/м³, для первичных руд 2,82 т/м³. Количество руды определяется произведением объемного веса на объем блока с последующим сложением всех блоков. Содержание металлов оценивается в каждом блоке отдельно. Количество металла вычисляется путем умножения количества руды на содержание металла при последующем суммировании.

Ограничение ураганных проб произведено по методике – квантильный анализ. По результатам которого было выявлено, что «ураганными» являются пробы с содержаниями золота выше 25 г/т.

В 2018 году недропользователем Комаровского месторождения ТОО «Комаровское горное предприятие» проведено технико-экономическое обоснование промышленных кондиций для условий открытой и подземной отработки с подсчетом запасов Комаровского золоторудного месторождения. В Подсчет запасов 2025 года были применены кондиции 2018 года

Запасы месторождения Комаровское по состоянию на 02.01.2025 утверждены протоколом ГКЗ РК от 05 февраля 2025 года № 2806-26-У в следующих количествах:

Таблица 2.4 – Балансовые запасы окисленных и первичных руд Комаровского месторождения для открытой разработки, поставленные на государственный баланс.

Показатели	Ед. изм.	Балансовые запасы по категориям			Забалансовые запасы
		C ₁	C ₂	C ₁ +C ₂	
1	2	3	4	5	6
ВСЕГО по месторождению:					
руда	тыс. т	11 128,08	1 077,22	12 205,30	1 335,91
золото	кг	21 508,32	2 093,90	23 602,22	1 994,62
среднее содержание Au	г/т	1,93	1,94	1,93	1,49
в том числе: окисленные руды (всего)					
руда	тыс. т	159,74	26,03	185,77	7,20
золото	кг	241,65	30,39	272,04	6,86
среднее содержание Au	г/т	1,51	1,17	1,46	0,95
первичные руды (всего)					
руда	тыс. т	10 968,34	1 051,19	12 019,53	1 328,71
золото	кг	21 266,67	2 063,51	23 330,18	1 987,76
среднее содержание Au	г/т	1,94	1,96	1,94	1,50
из них: Окисленные руды для открытой отработки:					
Участок Центральный					
руда	тыс. т	46,12	1,48	47,60	0,00
золото	кг	85,30	2,60	87,90	0,00
среднее содержание Au	г/т	1,85	1,75	1,85	0,00
Участок Южный					
руда	тыс. т	113,62	24,55	138,17	7,20
золото	кг	156,35	27,79	184,14	6,86
среднее содержание Au	г/т	1,38	1,13	1,33	0,95
Первичные руды для открытой отработки:					
Участок Северный					
Руда	тыс.т	464,41	1,56	465,97	0,00
Золото	кг	948,90	2,57	951,46	0,00
Содерж. Au	г/т	2,04	1,65	2,04	0,00
Участок Центральный					
Руда	тыс.т	6 796,36	22,24	6 818,61	0,00
Золото	кг	14 008,05	58,94	14 066,99	0,00
Содерж. Au	г/т	2,06	2,65	2,06	0,00
Участок Южный					
Руда	тыс.т	3 707,57	1 027,39	4 734,96	1328,71
Золото	кг	6 309,72	2 002,00	8 311,73	1987,76
Содерж. Au	г/т	1,70	1,95	1,76	1,50

К проектированию приняты балансовые запасы окисленных и первичных руд Комаровского месторождения для открытой разработки, поставленные на государственный баланс с учетом погашенных запасов согласно государственных форм отчетности за период 2025 года. Они приведены в таблице 2.5, 2.6, 2.7.

Таблица 2.5 – Отработанные запасы первичных руд в 2025 году.

Наименование	Единица измерения	Отработанные $C_1 + C_2$	Запасы на 01.01.2026
<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>
Балансовые руды	тыс. т	2 351.21	9 668.33
Золото	кг	3 688.45	19 641.73
Среднее содержание	г/т	1.57	2.03

Таблица 2.6 – Отработанные запасы окисленных руд в 2025 году

Наименование	Единица измерения	Отработанные $C_1 + C_2$	Запасы на 01.01.2026
<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>
Балансовые руды	тыс. т	94.419	91.35
Золото	кг	126.108	145.93
Среднее содержание	г/т	1.336	1.60

Таблица 2.7 – Запасы Комаровского месторождения по состоянию на 1.01.2026 года, с учетом погашения за 2025 год.

Горизонт, м	Руда балансовая			Потери				Разубоживание		Руда товарная		
	Кол-во	Содержание	Металл	т	%	Содержание	Металл	т	%	Кол-во	Содержание	Металл
	т	Аи, г/т	Аи, кг			Аи, г/т	Аи, кг			т	Аи, г/т	Аи, кг
<i>I</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>	<i>5</i>	<i>6</i>	<i>7</i>	<i>8</i>	<i>9</i>	<i>10</i>	<i>11</i>	<i>12</i>	<i>13</i>
руда окисленная												
окисленная	91 351	1.6	145.93	2 759	3.02	1.6	4.41	12 890	14.11	101 482	1.39	141.52
руда первичная												
первичная	9 668 325	2.03	19 641.73	291 983	3.02	2.03	592.73	1 364 201	14.11	10 740 542	1.77	19049.00
Итого балансовая руда	9 759 676	2.03	19 787.66	294 742	3.02	2.03	598.33	1 377 090	14.11	10 842 024	1.77	19189.33
Забалансовая руда	1 335 912	1.49	1 994.62	40 345	3.02	1.49	60.11	212 836	14.11	1 508 403	1.28	1934.51
Итого руды	11 095 588	1.96	21 782.28	335 087	3.02	1.96	657.82	1 518 307	14.11	12 528 235	1.69	21124.46

Эксплуатационная разведка.

Этот вид разведки производится в период подготовки запасов к добыче и при добыче золотосодержащих руд.

Основные задачи эксплуатационной разведки:

- уточнение запасов руды в эксплуатационных блоках;
- перевод запасов категории C_1 в категорию В;
- подсчет запасов во вновь выявленных рудных залежах;
- опробование всех подготовительных и очистных выработок.

Эксплуатационная разведка по времени проведения по отношению к добыче подразделяется на опережающую и сопровождающую.

Опережающая эксплуатационная разведка выполняется бурением наклонных скважин с поверхности на глубину до 49 м. (на семь добычных уступов) по сети 20×10 м с дальнейшим сгущением сети наблюдений по известным рудным телам до 10×10 м. Бурение выполняется буровыми станками методом обратной циркуляции (РС бурение), угол наклона скважин – 50 градусов, азимут бурения – 270 градусов. Бурение с азимутом – 90 градусов на месторождении не разрешается ввиду искажения получаемой аналитики по причине бурения по падению рудных тел. Опережающая эксплуатационная разведка производится РС бурением скважин (срок опережения по отношению к добыче обычно составляет $1 \div 1,5$ года).

Сопровождающая эксплуатационная разведка выполняется бурением наклонных скважин по сети 10×5 м; 5×5 м глубиной до 13 метров (на два добычных уступа) по маломощным рудным зонам с учетом уже фактически пробуренных скважин ОЭР и по времени совпадает с добычей. Бурение выполняется буровыми станками методом РС бурения, угол наклона скважин – 50 градусов, азимут – 270 градусов. Методика бурения подразумевает проходку скважин внутри предварительного рудного контура на всю мощность тела и по два ряда скважин за его пределами.

Суммарные объемы эксплоразведки в карьере (в год):

– отбор проб со скважин опережающей эксплуатационной разведки – 100 000 шт.

– отбор проб со скважин сопровождающей эксплуатационной разведки – 47 000 шт.

Проектирование карьера для отработки вновь разведанных запасов.

«План горных работ Комаровского золоторудного месторождения. Открытые горные работы» выполнен на основании балансовых запасов первичных руд по состоянию на 02.01.2025 года, утвержденных ГКЗ РК 05 февраля 2026 г. (Протокол № 2806-26-У), с учетом погашенных запасов в 2025 году.

Проектирование карьера выполнено в программе Datamine Studio OP 2.2.62. Проектирование (отстройка) карьера начинается снизу. Методика отстройки карьера следующая.

На нижнем горизонте, до которого протягиваются рудные тела с подсчитанными запасами, отстраивается контур карьера с полным включением в него рудного тела или группы сближенных рудных тел. Внешняя граница карьера проводится непосредственно по внешней границе промышленного оруденения как по его мощности, так и простиранию. Далее, в соответствующем окне, задаются параметры карьера: высота уступа, угол наклона, ширина транспортной бермы, уклон бермы, соответствие с принятыми элементами конструкции бортов карьера, после чего отрисовывается контур карьера на следующем по высоте уступе. Контур карьера на новом уступе визуально анализируется и, при необходимости, ведется некоторая корректировка его с включением, например, сопутствующего рудного тела (тел). Процедура продолжается до вывода карьера на дневную поверхность, где он «закрывается» топографической поверхностью.

Раздел 3. ГОРНАЯ ЧАСТЬ

3.1. Существующее состояние горных работ

На 01.01.2026 года запасы руд в профильных линиях 5500 – 5300 вскрыты до горизонта +190 м, в профильных линиях 5300 – 5180 до горизонта +185 м, в профильных линиях 5180 – 4960 до горизонта +175 м, в профильных линиях 4960 – 4840 до горизонта +170 м, в профильных линиях 4840 – 4720 до горизонта +160 м, в профильных линиях 4720 – 4530 до горизонта +125 м, в профильных линиях 44530 – 3500 до горизонта +120 м, т.е. на данных участках будут выполняться текущие горные работы для обеспечения стабильной работы предприятия. Окисленные руды остались на Южном фланге Комаровского месторождения.

3.2. Способ разработки месторождения и календарный график отработки запасов

Способ разработки Комаровского золоторудного месторождения определен Заданием на проектирование – открытые горные работы.

Данным Планом горных работ предусматривается отработка балансовых запасов для открытой разработки Северного Центрального и Южного участков месторождения.

Согласно протоколу ГКЗ РК от 05 февраля 2026 года № 2806-26-У все балансовые запасы отрабатываются открытым способом, запасов для подземной отработки нет.

Календарным графиком с 2026 года предусматривается производство горных работ в Северном Центральном и Южном участках месторождения.

3.3. Потери и разубоживание руды

Рудные тела представлены жиллообразными зонами без четких геологических границ, которые залегают согласно с вмещающими сланцами и контролируются дайками гранитоидов. Мощности рудных тел изменяются от долей метра до 4-8 м, отмечаются раздувы до 15-25 м, встречаются многочисленные рудные линзы, которые могут быть выявлены только при эксплуатационных разведочных работах, поэтому, ввиду сложного геологического строения месторождения, за выемочную единицу принимается карьер.

Расчет потерь и разубоживания выполнен в соответствии с требованиями «Норм технологического проектирования...» [1]. Эксплуатационные потери и разубоживание определены по следующим формулам:

$$П = П_t \times K_m \times K_{\Delta m} \times K_h \times K_{nq}, \%$$

$$Р = Р_t \times K_m \times K_{\Delta m} \times K_h \times K_{pq}, \%$$

где $П_t = 4,2\%$, $Р_t = 4,2\%$ – определяются формой рудного тела, углом падения, значения потерь и разубоживания в % принимаются по таблице 7 «Норм технологического проектирования...» [1];

$K_m = 1,6$, $K_{\Delta m} = 1,00$, $K_h = 1,00$, $K_{nq} = 0,45$, $K_{pq} = 2,10$ – поправочные коэффициенты,

учитывающие соответственно изменение мощности рудного тела, объема включений прослоев разубоживающих пород, высоту добычного уступа и отношение потерь к разубоживанию, принимаются по таблице 8 «Норм технологического проектирования...» [1].

Средние значения эксплуатационных потерь и разубоживания руд составили:

$$\Pi = 4,2 \times 1,6 \times 1,00 \times 1,00 \times 0,45 = 3,02\%;$$

$$P = 4,2 \times 1,6 \times 1,00 \times 1,00 \times 2,10 = 14,11\%.$$

В 14,11% разубоживания включено в т.ч. вторичное засорение, по результатам статистических данных (3%).

Таблица 3.1 – КАЛЕНДАРНЫЙ ГРАФИК открытой отработки запасов Комаровского золоторудного месторождения.

№ п/п	Год отработки	Геологические запасы, тыс. т	Содержание, г/т	Металл, кг	Потери, %	Разубоживание, %	Товарная руда, тыс. т.	Содержание, г/т	Металл, кг	Вскрыша, тыс. м ³	Горная масса, тыс.м ³	Квс, м ³ /т
<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>	<i>5</i>	<i>6</i>	<i>7</i>	<i>8</i>	<i>9</i>	<i>10</i>	<i>11</i>	<i>12</i>	<i>13</i>
1	2026	2 540	1.80	4 570	3.02	14.11	2 868	1.55	4 432	17 182	18 211	5.99
2	2027	2 701	1.54	4 166	3.02	14.11	3 050	1.32	4 040	17 009	18 113	5.58
3	2028	2 701	1.45	3 914	3.02	14.11	3 050	1.24	3 795	13 697	14 791	4.49
4	2029	2 701	1.36	3 664	3.02	14.11	3 050	1.17	3 553	38 131	39 223	12.50
5	2030	453	12.07	5 469	3.02	14.11	511	10.37	5 304	12 368	12 552	24.18
	ИТОГО	11 096	1.96	21 782	3.02	14.11	12 528	1.69	21 124	98 386	102 890	7.85

3.4. Геологическое и маркшейдерское обеспечение работ

Геолого-маркшейдерское обеспечение производственной деятельности горнодобывающего предприятия направлено на технически правильную, экономически целесообразную и безопасную отработку месторождения при наиболее рациональном извлечении из недр и дальнейшем использовании при переработке полезных компонентов, содержащихся в рудах.

Эксплуатационная разведка производится по методике и в объемах, установленных Инструкцией по геологическому обслуживанию месторождения (по ведению геологических работ при разведке и эксплуатации месторождения), Инструкцией по проведению ЭРР и утвержденной Программой ЭРР на текущий год. Своевременным и качественным проведением опережающей и сопровождающей эксплуатационной разведки геологическая служба должна обеспечить своевременную подготовку запасов к добыче, а ежесуточный контроль добычи позволит осуществлять учет и снижение потерь и разубоживания полезного ископаемого. В процессе проведения эксплуатационной разведки на основе постоянного анализа ее результатов, геологическая служба обязана оценивать геологическую и экономическую эффективность применяемой методики эксплуатационной разведки.

Определение средних показателей объемного веса, влажности пород и руд в целике проводится геологической службой предприятия постоянно. Методика определения показателей объемного веса, влажности пород и руд на месторождении разрабатывается предприятием в виде внутренней инструкции.

Учет количества и качества добываемого, накапливаемого, хранимого на складах и отгружаемого минерального сырья, осуществляются только на основе данных пересчитанных на «сухой» вес.

Все горные работы должны выполняться в соответствии с утвержденным техническим проектом отработки запасов месторождения. Отступление от проекта (по направлению, сечению и профилю) или некачественное выполнение работ недопустимо. Контроль над исполнением осуществляется постоянно геолого-маркшейдерским учетом.

Требования к производству маркшейдерских замеров и приемке горных работ при разработке месторождений твердых полезных ископаемых открытым и подземным способами, изложены в «Инструкции по производству маркшейдерских замеров, контролю и приёмки выполненных работ на предприятиях МЦМ СССР». Допустимые отклонения параметров выполненных работ приведены в Таблице 3.2.

Таблица 3.2 – Допустимые отклонения параметров выполненных работ

Параметры	Допустимые отклонения
-----------	-----------------------

Отклонение от проекта (паспорта) высоты уступа в целике, м	$\pm 0,4$
Отклонение нижней бровки уступа от проектного положения заоткошенных уступов при постановке их в предельное положение, м:	$\pm 1,0$
Отклонение от проекта ширины предохранительных и транспортных берм только в сторону увеличения, м:	1,5
Отклонение от заданной отметки почвы предохранительных и транспортных берм, м	$\pm 0,4$
Отклонение от заданного уклона транспортных берм на 20-метровом интервале при автомобильном транспорте, отн. ед.	$\pm 0,02$
Отклонение от заданного поперечного уклона предохранительных берм, отн. ед.	0,02
Смещение устья взрывных скважин от проектного положения, м	$\pm 0,3$
Отклонение глубины скважин от проектной, м	$\pm 0,4$
Ошибки в определении положения устьев геологических скважин, шурфов, штолен и других горных выработок не должны превышать, м: в плане по высоте	$\pm 1,0$ $\pm 0,3$
Отклонение сечения выработок (канав. траншей. котлованов. шурфов. дамб и др.) от проектного в сторону увеличения, %	+10
Превышение уклона выработок (канав, траншей и др.) по сравнению с проектным. отн. ед.	0,003

Определение объемов, вынутых при разработке месторождения горных пород и руд проводится в соответствии с техническими требованиями «Инструкции по производству маркшейдерских работ», «Межотраслевой инструкции по определению и контролю добычи и вскрыши в карьерах», «Инструкции по маркшейдерскому учету объёмов открытых горных работ», с использованием возможностей системы Датамайн (и других программных продуктов). Съёмка карьеров выполняется одним из предусмотренных инструкциями способом с обеспечением необходимой точности. Съёмка контуров очистной выемки по каждому забою производится на начало и конец добычных работ по забою.

Определение, учет и контроль добычи и потерь запасов п.и., утвержденных ГКЗ и числящихся на балансе предприятия, проводится геологической и маркшейдерской службами предприятия в строгом соответствии с действующими инструкциями и положениями. Ответственной за достоверность определения качества, добытого полезного ископаемого, является геологическая служба предприятия, которая осуществляет

опробование и контроль пробоотбора по методике, определенной внутренней Инструкцией по проведению ЭРР.

Учет при добыче потерь и разубоживания полезных ископаемых, числящихся на балансе предприятия, осуществляется согласно «Методическим указаниям по нормированию и учету потерь и разубоживания золотосодержащих руд при добыче» (Иркутск, 1994 г.) маркшейдерской и геологической службами предприятия, несущими ответственность за достоверность представленных данных. При разработке месторождения открытым способом используется только прямой метод определения потерь и разубоживания.

3.5. Горнотехнические условия отработки

Основными горнотехническими условиями, определяющими способ вскрытия и отработки месторождения, являются:

- рельеф местности в районе месторождения;
- распространение оруденения по площади и на глубину;
- падение рудных тел;
- мощность рудных тел;
- крепость руды и вмещающих пород, плотность и их устойчивость.

3.6. Границы и главные параметры карьера

Благоприятный рельеф, близость залежи к поверхности предопределили открытый способ разработки месторождения Комаровское. Технический контур карьера определяется исходя из условий распространения рудной зоны с учетом существующих технологических норм. Параметры основных элементов карьера приняты в соответствии с требованиями нормативной документации РК, горнотехнических условий месторождения и применяемого оборудования. Углы наклона бортов и уступов карьера и отвалов приняты по «Нормам технологического проектирования горнорудных предприятий цветной металлургии с открытым способом разработки» ВНТП 35-86 [1] и проверены расчетом по «Методическим указаниям по определению углов наклона бортов, откосов, уступов и отвалов, строящихся и эксплуатируемых карьеров» ВНИМИ. [9] Настоящим проектом предусматривается отработка первичных руд до глубины 230 м от поверхности. Основные проектные параметры карьера приведены в таблице 3.3.

Таблица 3.3 – Основные проектные параметры карьера

№ п/п	Наименование показателей	Ед. изм.	Количество
1	2	3	4
1	Размеры карьера в плане по поверхности:		
	– длина	м	7260
	– ширина	м	400 – 700
2	Площадь по поверхности	м ²	3799607
3	Глубина карьера	м	235

№ п/п	Наименование показателей	Ед. изм.	Количество
1	2	3	4
4	Отметка дна карьера	м	+ 30
5	Ширина транспортной бермы (съезда)	м	24 – 26
6	Высота рабочего уступа	м	5 – 10
7	Высота уступа в конечном положении	м	10 – 30
8	Ширина основания призмы возможного обрушения	м	1
9	Угол откоса рабочего борта карьера	°	до 70°
10	Угол откоса борта карьера в конечном положении	°	30° – 65°
11	Угол погашения восточного / западного борта карьера	°	от 24° до 40° / от 27° до 45°
12	Продольный уклон транспортной бермы	‰	80; 100
13	Ширина предохранительной бермы	м	8; 10
14	Общий объем горной массы в границах карьера,	тыс. м³	102 890
	из них вскрышные породы	тыс. м³	98 386
	балансовые запасы (в сухом состоянии)	тыс. т	11 096
	товарная руда (с естественной влажностью)	тыс. т	12 528
15	Потери эксплуатационные, в том числе в приконтурной зоне	%	3,02
16	Разубоживание	%	14,11
17	Средний эксплуатационный коэффициент вскрыши	м³/т	7.85
18	Срок отработки карьера	лет	5

3.7. Расчет устойчивости борта карьера

3.7.1. Анализ физико-механических свойств горных пород

Прибортовой массив Комаровского месторождения представлен (сверху вниз) глинами, суглинками, глинисто-щебнистыми и дресвяно-щебнистыми разностями пород общей мощностью 15-30 м, постепенно переходящими в выветрелые породы скального массива, и скальными породами, представленными хлорито-серицитовыми и кварцево-хлорито-серицитовыми сланцами с прослоями и линзами углисто-графитистых сланцев и известняков.

Породы прибортового массива карьера можно объединить в пять инженерно-геологических комплекса, характеризующихся сходством физико-механических свойств.

В первый инженерно-геологический комплекс (ИГК 1) входят слабые породы, слагающие верхние горизонты месторождения. Мощность слоя пород ИГК 1, выделенная на геологических разрезах, составляет 25-35 м.

Физико-механические свойства пород ИГК 1 по данным испытаний пород месторождения характеризуются следующими показателями: плотность от 2,02 до 2,13 т/м³; сцепление в образце от 5,8 до 11,5 тс/м²; угол внутреннего трения от 24 до 27 градусов.

В качестве исходных показателей свойств пород ИГК 1 для геомеханических расчетов можно принять осредненные характеристики:

- плотность $\gamma = 2,08 \text{ т/м}^3$;
- сцепление $c = 8,2 \text{ тс/м}^2$;
- угол внутреннего трения $\varphi = 25^\circ$.

В значение сцепления слабых пород вводится коэффициент структурного ослабления $\lambda = 0,6$ [29].

Таким образом, с учетом коэффициента структурного ослабления, значение сцепления для пород ИГК 1 принимается равным $c_m = 4,9 \text{ тс/м}^2$.

Во второй и третий инженерно-геологический комплекс (ИГК 2, ИГК 3) входят породы зоны выветривания скального массива, залегающие до глубины 70 м от поверхности. При этом средняя мощность зоны дезинтеграции скальных пород принимается равной 20,0 м.

Скальные породы прибортового массива карьера Комаровского месторождения представлены сланцами и метасоматитами, а также интрузиями (диабазы, базальты, гранодиориты), которые следует выделить в инженерно-геологические комплексы скальных пород ИГК 4 и ИГК 5 соответственно.

По результатам лабораторных определений [16] хлорито-серицитовые и кварцево-хлорито-серицитовые сланцы Комаровского месторождения характеризуются показателями механической прочности при сжатии $\sigma_{сж}$ (по ГОСТ 21153.2-75) от 5700 до 9870 тс/м². Среднее значение для глубин более 70 м (ИГК 4) составляет $\sigma_{сж} = 6900 \text{ тс/м}^2$.

Объемный вес скальных пород месторождения варьирует от 2,74 т/м² (интрузии) до 2,89 т/м² (сланцы, метасоматиты) [16].

Выветрелые скальные породы (ИГК 2, ИГК 3) характеризуются коэффициентом крепости $f = 7-9$. Для слаботрещинчатых скальных пород (ИГК 4, ИГК 5) $f = 8-10$. Таким образом, прочность (величина сцепления) невыветрелых пород оценивается выше выветрелых на 20%.

Показатели сцепления и угла внутреннего трения скальных пород не определялись. Для проведения геомеханических расчетов значение угла внутреннего трения можно принять по справочным данным. Для кварцево-хлорито-серицитовых сланцев угол внутреннего трения $\varphi = 33^\circ$.

Сцепление пород в образце по результатам определений стандартного предела прочности на сжатие вычисляют по формуле [20]:

$$c_0 = 0,4\sigma_{сж}.$$

Вычисленное значение сцепления для скальных пород ИГК 4, 5 составит

$$c_0 = 2760 \text{ тс/м}^2.$$

Сцепление скальных пород в массиве, c_m , определяется с учетом коэффициента структурного ослабления

$$\lambda = 1 / [1 + a \ln(H/L_t)],$$

где H – высота борта, м;

L_t – средний размер естественных блоков, м;

a – коэффициент, зависящий от прочности пород в монолитном образце и характера трещиноватости массива.

При высоте борта 200 м, размере естественного блока 0,4 м и коэффициенте a равном 10, величина λ будет равна 0,015.

С учетом коэффициента структурного ослабления

$$c_m = c_0 \lambda = 41 \text{ тс/м}^2.$$

Сцепление в массиве для выветрелых пород (ИГК 2, 3) в геомеханических расчетах можно принять уменьшенным на 20%, т.е. равным $c_m = 33 \text{ тс/м}^2$. Угол внутреннего трения для выветрелых пород, согласно рекомендаций [1], принимаем равным углу внутреннего трения для неветрелых, то есть 33° .

Массивы сланцев и метасоматитов моделировались как анизотропные массивы с учетом плоскостей ослабления по рассланцеванию и подсекающей ее вкрест системы трещин. Средние углы падения трещиноватости (68° и 58°) принимались на основе сводных данных картирования (рисунок 3.1).

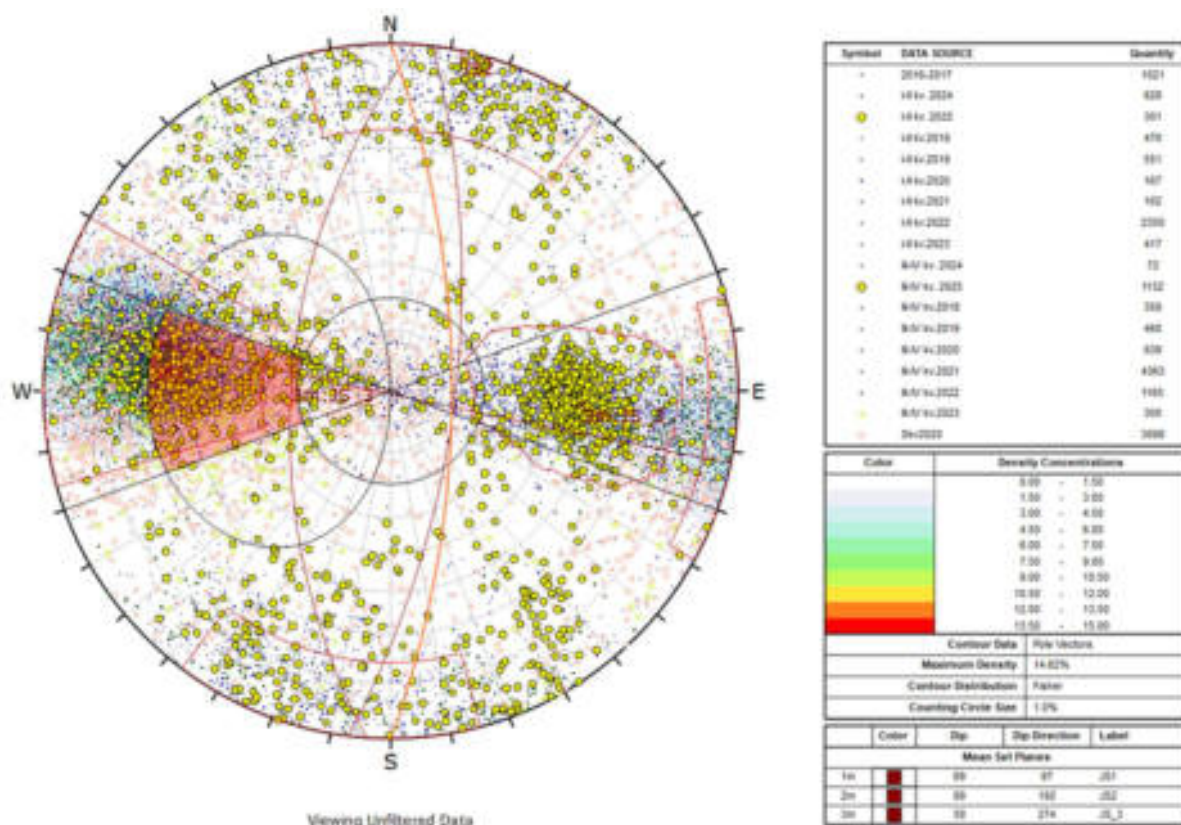


Рисунок 3.1 – Сводная диаграмма трещиноватости массива пород

Для систем трещин JS_1 (69°) и JS_3 (58°) рассчитывались эквивалентные параметры прочности (рисунок 3.2) [11].



Рисунок 3.2 – Схематичное изображение неоднородности физико-механических свойств в массиве пород

Эквивалентные параметры прочности рассчитывались по формулам:

$$c_{eq} = (1 - k)c + kc_j$$

$$\operatorname{tg}(\varphi_{eq}) = (1 - k)\operatorname{tg}(\varphi) + k\operatorname{tg}(\varphi_j)$$

где c_{eq} и φ_{eq} – сцепление и угол внутреннего трения эквивалентного разрывного нарушения;

c и φ – сцепление и угол внутреннего трения породных перемычек;

c_j и φ_j – сцепление и угол внутреннего трения разрывных нарушений в породном массиве (трещин);

k – коэффициент сплошности вдоль плоскости разрушения, определяемый уравнением:

$$k = \frac{\sum l_j}{\sum l_j + \sum l_r}$$

где l_j и l_r – протяженность разрывных нарушений и породных перемычек.

Коэффициент сплошности принят равным $k = 0,6$ для системы трещин с углом падения 69° и $k = 0,65$ для системы трещин с углом падения 58° .

Значение сцепления и угла внутреннего трения по поверхностям ослабления массива принималось согласно обратным расчетам сдвиговых свойств.

Принятые расчетные показатели физико-механических свойств пород Комаровского месторождения представлены в таблице 3.4.

Таблица 3.4 – Расчетные параметры прочностных свойств пород

Инженерно-геологический комплекс пород	Плотность γ , т/м ³	Сцепление C, кПа	Угол внутреннего трения ϕ , град.
ИГК 1 (породы четвертичных отложений и коры выветривания)	2,08	43,0	25
ИГК 2 (Зона выветрелых скальных пород (зона дезинтеграции)) – интрузии гранодиоритов, базальты ²	2,74	262,0 ¹	39
ИГК 3 (Зона выветрелых скальных пород (зона дезинтеграции)) – сланцы, метасоматиты ²	2,89	238,0 ²	39
ИГК 4 (Скальные породы) – интрузии гранодиоритов, базальты ³	2,74	524,0	39
ИГК 5 (Скальные породы) – сланцы, метасоматиты ³	2,89	475,0	39
¹ сцепление пород в зоне дезинтеграции снижено на 50% по сравнению со значением невыветрелых пород			
² породы моделировались как анизотропный массив			

Расчетные данные для моделирования и направление анизотропии представлены на рисунке 3.3, рисунке 3.4.

Material Name	Color	Unit Weight (kN/m ³)	Strength Type	Cohesion (kPa)	Phi (deg)	Phi b (deg)	Air Entry (kPa)	Generalized Anisotropic
Четвертичные отложения и к.в. (ИГК1)		208	Mohr-Coulomb	43	25	0	0	
GD-BZ ani_dez (ИГК2)		274	Generalized Anisotropic			0	0	GD-BZ_dez (ИГК2)
GD-BZ ani_rock (ИГК4)		274	Generalized Anisotropic			0	0	GD-BZ_rock (ИГК4)
SL-MT ani_dez (ИГК3)		289	Generalized Anisotropic			0	0	SL-MT_dez (ИГК3)
SL-MT ani_rock (ИГК5)		289	Generalized Anisotropic			0	0	SL-MT_rock (ИГК5)
GD-BZ iso_dez (ИГК2)		274	Mohr-Coulomb	262	39	0	0	
GD-BZ iso_rock (ИГК4)		274	Mohr-Coulomb	524	39	0	0	
SL-MT iso_dez (ИГК3)		289	Mohr-Coulomb	238	39	0	0	
SL-MT iso_rock (ИГК5)		289	Mohr-Coulomb	475	39	0	0	
JN_SL-MT_dez (69 град)		289	Mohr-Coulomb	104	30	0	0	
JN_SL-MT_dez (58 град)		289	Mohr-Coulomb	88	28	0	0	
JN_SL-MT_rock (69 град)		289	Mohr-Coulomb	199	30	0	0	
JN_SL-MT_rock (58 град)		289	Mohr-Coulomb	176	28	0	0	
JN_GD-BZ_dez (69 град)		274	Mohr-Coulomb	114	30	0	0	
JN_GD-BZ_dez (58 град)		274	Mohr-Coulomb	101	29	0	0	
JN_GD-BZ_rock (69 град)		274	Mohr-Coulomb	219	30	0	0	
JN_GD-BZ_rock (58 град)		274	Mohr-Coulomb	193	29	0	0	
RZ		20	Mohr-Coulomb	35	15	0	0	
JN_RZ		20	Mohr-Coulomb	30	15	0	0	
RZ ani		20	Generalized Anisotropic			0	0	RZ
Зона дробления		20	Mohr-Coulomb	39	15	0	0	
Овраг		20	Mohr-Coulomb	11	30	0	0	

Рисунок 3.3 – Сводная таблица расчетных данных для моделирования

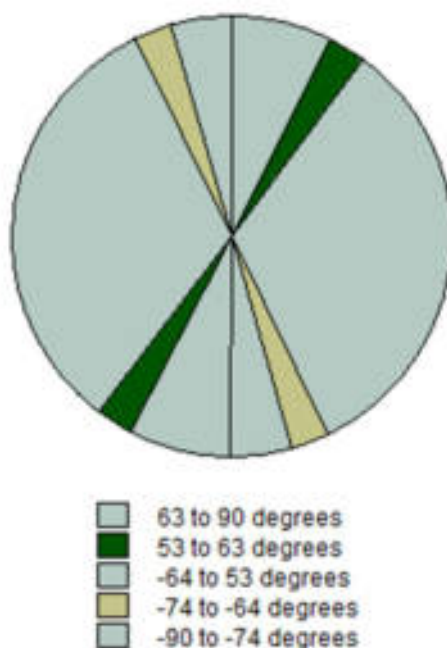


Рисунок 3.4 – Анизотропия массива пород Комаровского месторождения (сечение запад-восток)

3.7.2. Заверка параметров уступов бортов

Поскольку для бортов, сложенных скальными породами средней прочности и крепких, устойчивость конструктивных элементов контролируется преимущественно структурой массива, был выполнен кинематический анализ и расчет предельного равновесия структурных вывалов.

Результаты кинематического анализа показывают высокую вероятность обрушений по системе трещин JS1 – обрушения по плоскости по западному борту и обрушений по типу опрокидывания – по восточному борту проектного карьера (рисунок 3.5, рисунок 3.6).

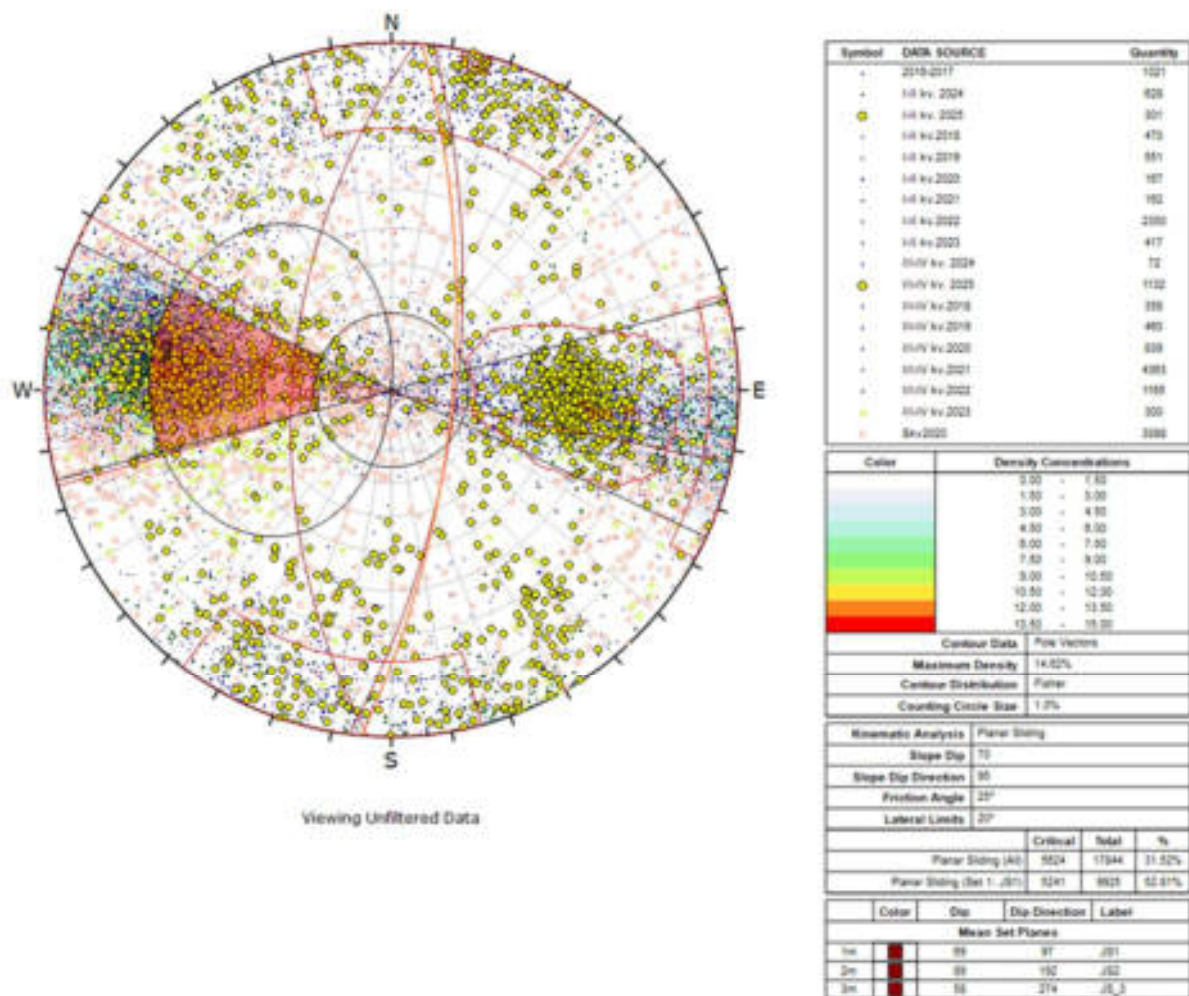


Рисунок 3.5 – Диаграмма трещиноватости с результатами кинематического анализа (обрушение по плоскости, западный борт)

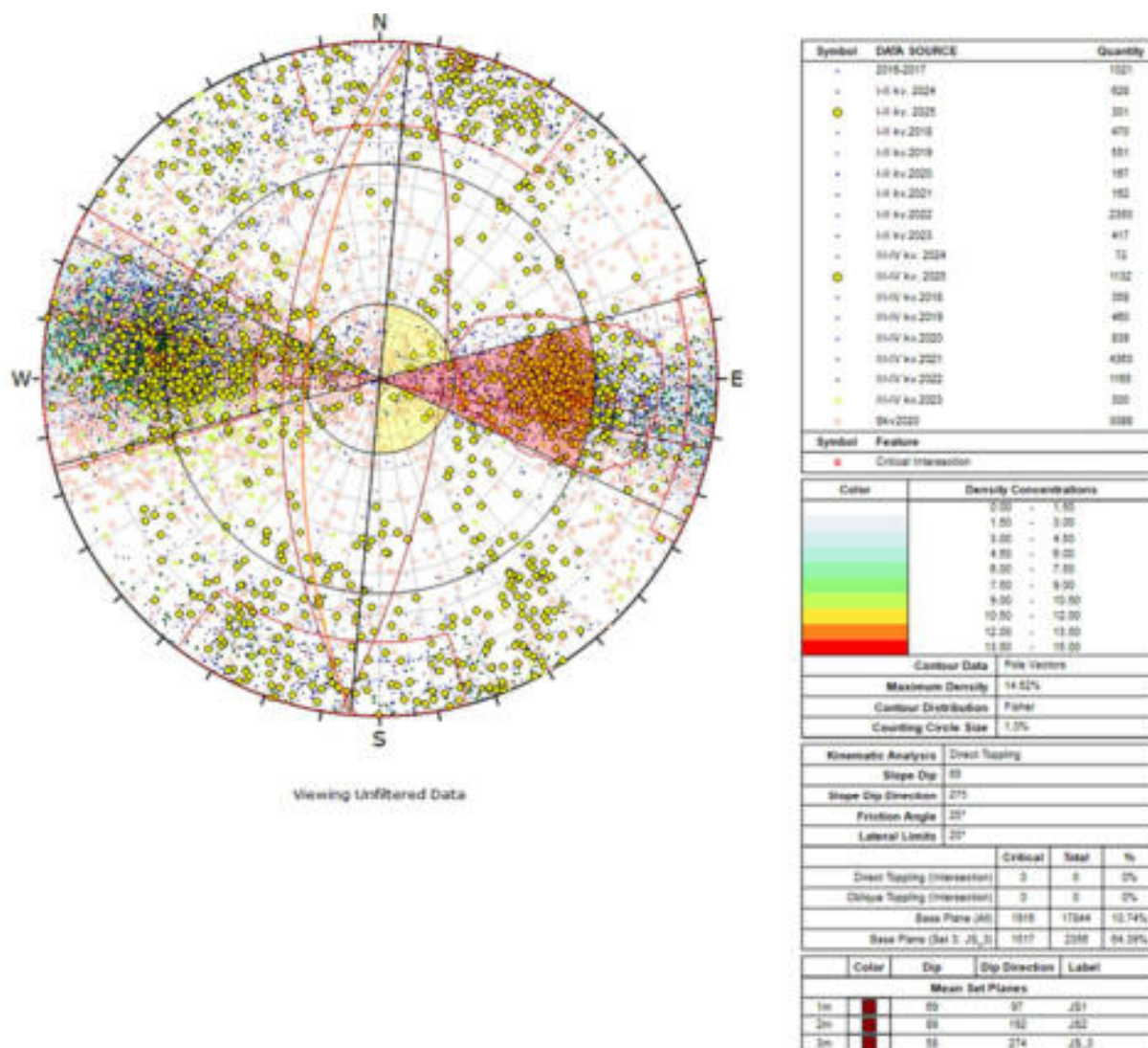


Рисунок 3.6 – Диаграмма трещиноватости с результатами кинематического анализа (опрокидывание, восточный борт)

3.7.2.1. Четвертичные отложения и кора выветривания западного и восточного бортов

Комплекс четвертичных отложений и коры выветривания распространен повсеместно по всей площади месторождения покровом мощностью до 30 м (с дневной поверхности до гор. 230 м).

Для определения рекомендуемых конструктивных параметров уступов бортов карьера в зоне четвертичных отложений и коры выветривания, произведен расчет устойчивости уступов при различных углах откоса методами предельного равновесия в программе Slide 7.0 (разработчик Rocscience).

Расчетные показатели физико-механических свойств пород четвертичных отложений и коры выветривания приведены в таблице на рисунке 3.3.

Результаты расчета устойчивости уступов в зоне четвертичных отложений и коры выветривания представлены на рисунке 3.7.

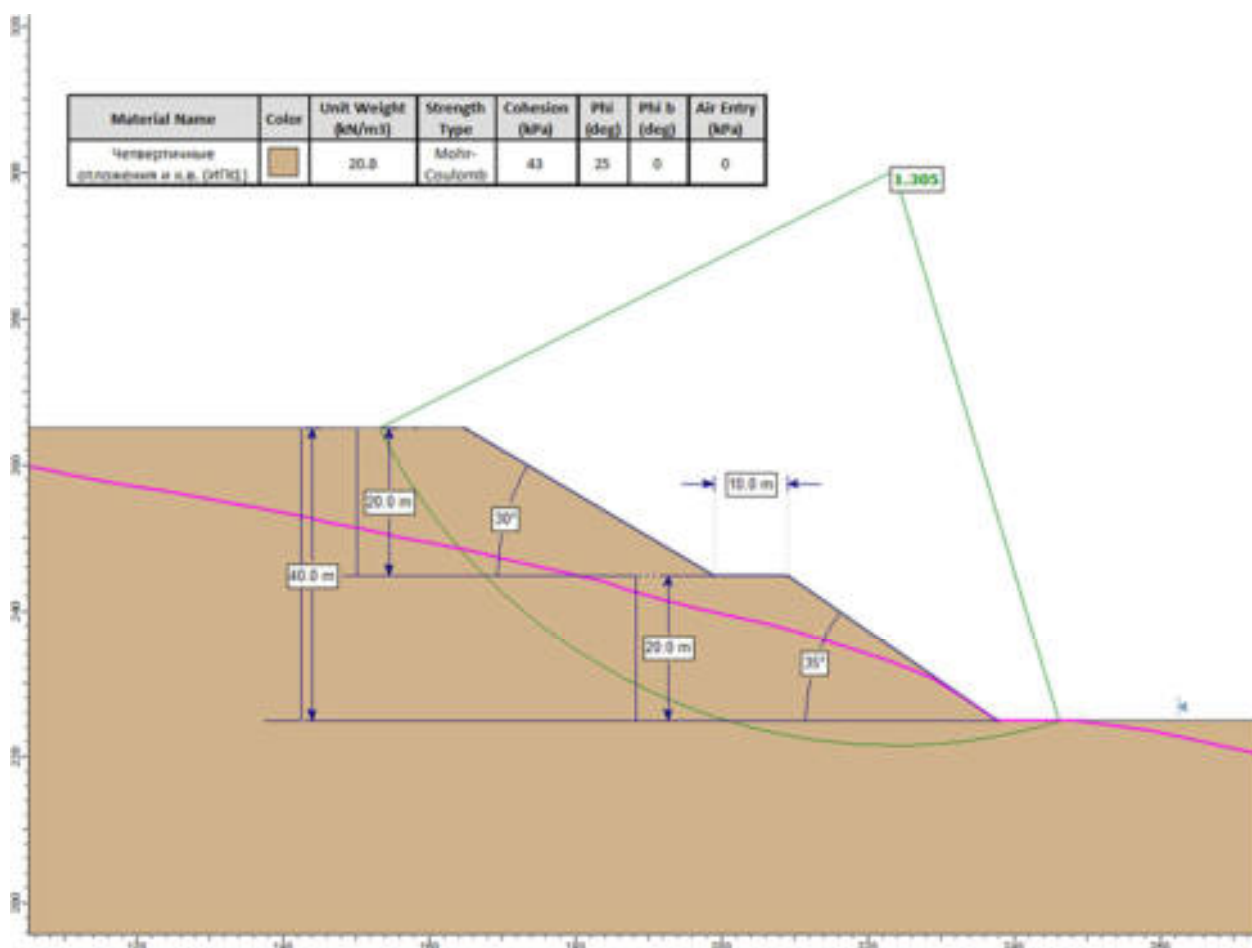


Рисунок 3.7 – Расчет устойчивости уступов карьера в зоне четвертичных отложений и коры выветривания

По результатам расчетов, при углах откоса уступов 30-35 град. в зоне четвертичных отложений и коры выветривания устойчивость уступов обеспечивается, а коэффициент запаса устойчивости выше нормативного ($KЗУ = 1,305 \geq 1,3$ [11]).

3.7.2.2. Выветрелые породы скального массива западного и восточного бортов

Скальные породы в верхней части разреза (до глубины 70 м) неравномерно выветрелые и трещиноватые.

Для определения рекомендуемых конструктивных параметров уступов борта карьера в зоне выветренных скальных пород, также произведен расчет устойчивости уступов карьера при различных углах откоса. Массивы сланцев и метасоматитов моделировались как анизотропные с учетом плоскостей ослабления по рассланцеванию и пересекающей ее вкрест системы трещин. Расчетные показатели физико-механических свойств в зоне выветренных скальных пород были приняты согласно таблице, представленной на рисунке 3.3.

Значение сцепления и угла внутреннего трения по поверхностям ослабления массива принималось согласно отчету по НИР «Обоснование параметров устойчивых откосов...» [34].

Результаты расчета устойчивости уступов в зоне выветренных скальных пород западного и восточного бортов представлены на рисунках 3.8, и 3.9.

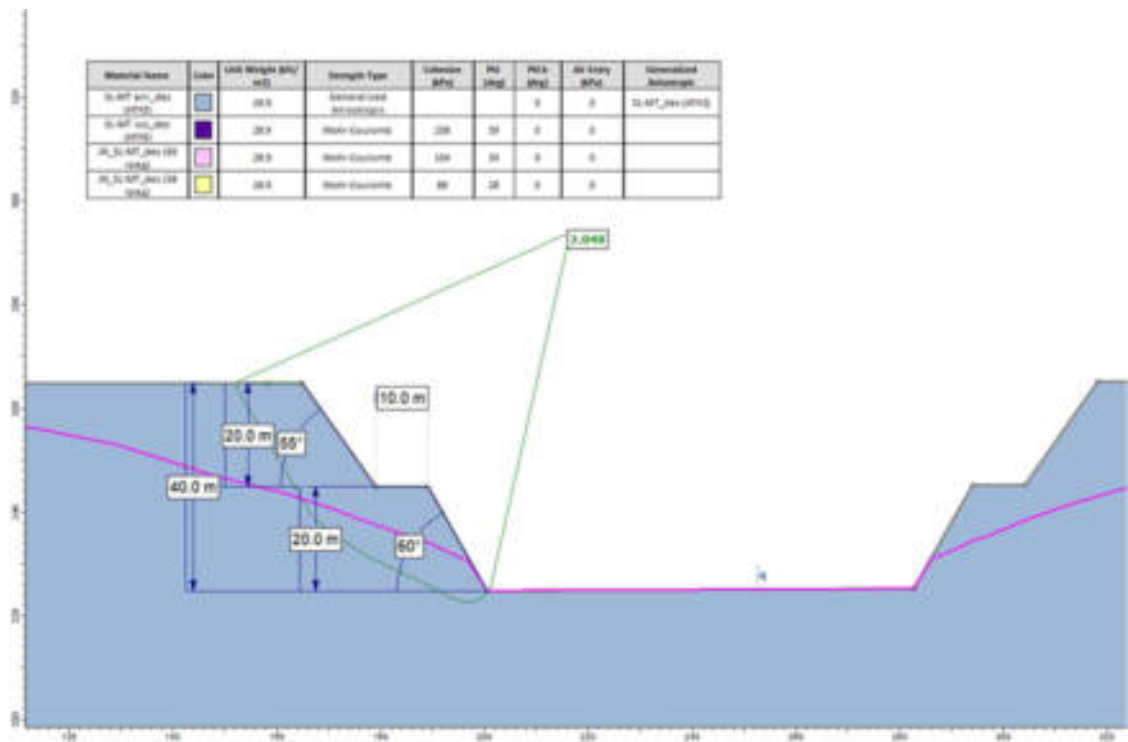


Рисунок 3.8 – Расчет устойчивости уступов западного борта карьера в зоне выветрелых скальных пород.

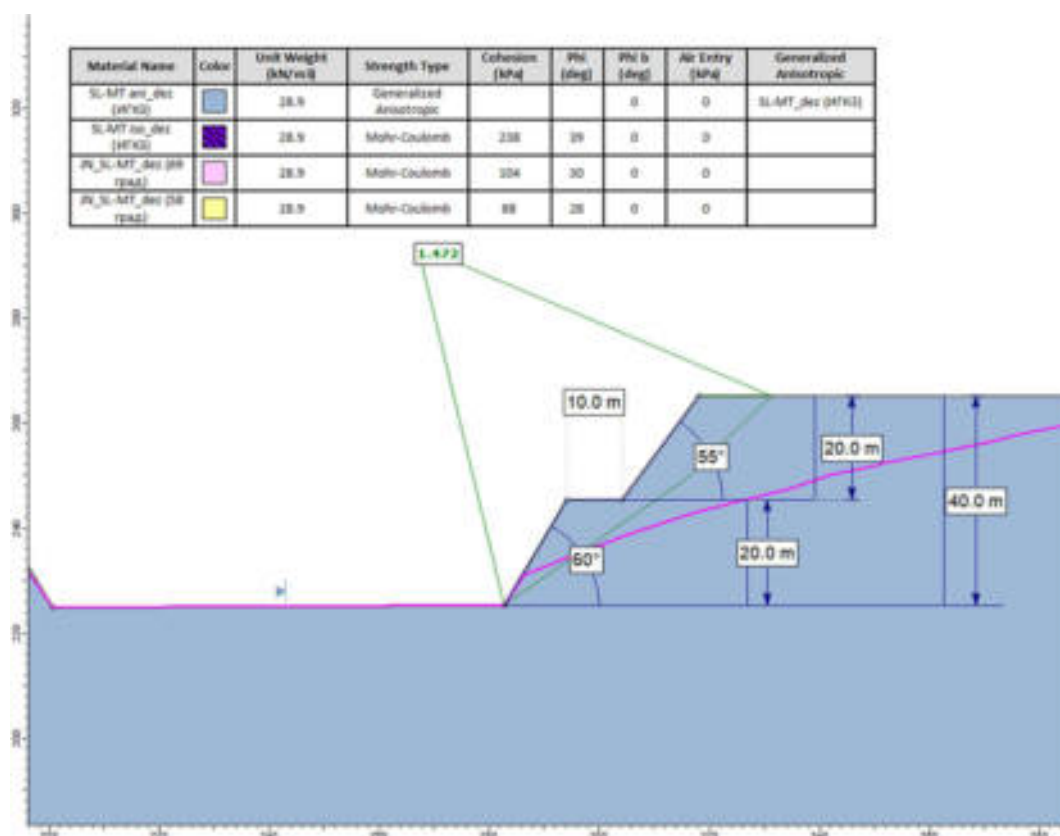


Рисунок 3.9 – Расчет устойчивости уступов восточного борта карьера в зоне выветрелых скальных пород

По результатам расчетов, при углах откоса уступов 55-60 град. в зоне выветрелых скальных пород устойчивость уступов обеспечивается, а коэффициент запаса устойчивости выше нормативного ($KЗУ > 1,3$ (для выработок более 5 лет, $KЗУ > 1,2$ для выработок до 5 лет [11])).

3.7.2.3. Скальные породы. Западный борт

Так как устойчивость скальных пород контролируется преимущественно структурой массива, параметры уступов в скальных породах были приняты на основании результатов вероятностного анализа, выполненного в программе RocPlane (Rocscience Inc).

Результаты расчетов вероятности структурных вывалов при различной конструкции уступов в ПО RocPlane представлены в таблице 3.5.

Таблица 3.5 – Вероятность структурных вывалов при различной конструкции уступов

№ п/п	Угол падения трещин	Сцепление, кПа	Угол внутреннего трения	Угол падения борта, град	Высота борта, м	Вероятность обрушений, %
1	2	3	4	5	6	7
1	68°*	30*	25°	70	30	32
2				70	20	18
3				70	15	11
4				65	30	11
5				65	20	5

6				60	30	3
7				55	30	1

*Примечание: в таблице представлено среднее значение падения трещин системы JS1, а также сцепление по трещинам. При выполнении расчетов в ПО RocPlane использовались данные статистического анализа параметров трещиноватости, проведенного в ПО Dips. Сцепление принималось равным 30 ± 5 кПа.

Как видно из таблицы (таблицы 3.5) при высоте уступа 30 м и угле откоса уступа 65 град., вероятность обрушения составляет 11%, что соответствует нормативным требованиям – для откосов, разрушение которых существенно влияет на затраты и безопасность, допустимое значение вероятности обрушения должно быть не более 15% [11].

Поскольку угол падения основной системы трещин (контролирующей устойчивость) JS1 имеет вариативность, для ее оценки и заверки оптимального угла была построена гистограмма распределения величины угла падения (рис 3.10).



Рисунок 3.10 – Гистограмма распределения величины угла падения JS1

Таким образом оптимальным углом откосов в скальных породах для западного борта является 65°.

3.7.2.4. Скальные породы. Восточный борт

Как отмечалось ранее, особенности строения массива пород Комаровского месторождения определяют потенциальную вероятность обрушений в виде опрокидывания блоков на восточном борту при увеличении высоты уступов и увеличении углов откосов. Общие условия, способствующие обрушениям в виде опрокидывания представлены ниже [11]:

Опрокидывание блоков происходит, когда отдельные слои, сформированные близко расположенными трещинами, падающими в массив

под углом $65-85^\circ$, у подошвы уступа подсекаются второй системой более редких перпендикулярных трещин, падающих в карьер. Опрокидывание происходит, если центр тяжести отдельных блоков лежит со стороны подошвы блока у борта карьера или если блоки у подошвы сдвигаются вперед из-за нагрузки от переворачивающихся блоков сверху. Этот процесс обычно усиливается, если борта уступа имеют угол более 50° . Мировой опыт показал, что предотвращение опрокидывания зависит от качественного контроля выемочных работ на уступе. Следует избегать подсеканий в подошве уступа, а также не следует допускать временного повышения порового давления в трещинах растяжения, образующихся за бровкой. Если обвал уже начался, его зачастую трудно остановить. Единственным эффективным решением проблемы является осторожная повторная нарезка уступа под более пологим углом.

Расчет устойчивости различных вариантов конструкции уступов восточного борта, подверженных обрушениям по типу опрокидывания был проведен в специализированном ПО RocTopple (Rocscience Inc). Результаты расчетов вероятности структурных вывалов при различной конструкции уступов в ПО RocTopple представлены в таблице 3.6.

Таблица 3.6 – Вероятность структурных вывалов по типу опрокидывания при различной конструкции уступов

Система трещин, подверженных опрокидыванию		Падение		Уступ		Расстояние между трещинами, м	Общий наклон основания-ген.угол (Overall base inclination), град	Вероятность обрушения (PoF), %																
№ п/п	Средний угол падения, град		Закон распределения		Стандартное отклонение, град		Относительный минимум, град		Относительный максимум, град		Сцепление, кПа		Угол внутреннего трения, град		Прочность на растяжение, кПа		Объемный вес пород, кН/м3		Угол откоса, град		Высота, м		Ширина бермы*, м	
	68		Нормальный		8,6		18		12		30		25		0		28,9		0		30		10,0	

Согласно расчетам, при высоте уступа 30 м устойчивость с приемлемой вероятностью обрушения обеспечивается постановкой уступов под углом не более 55-60° (рисунок 3.11, рисунок 3.12)..

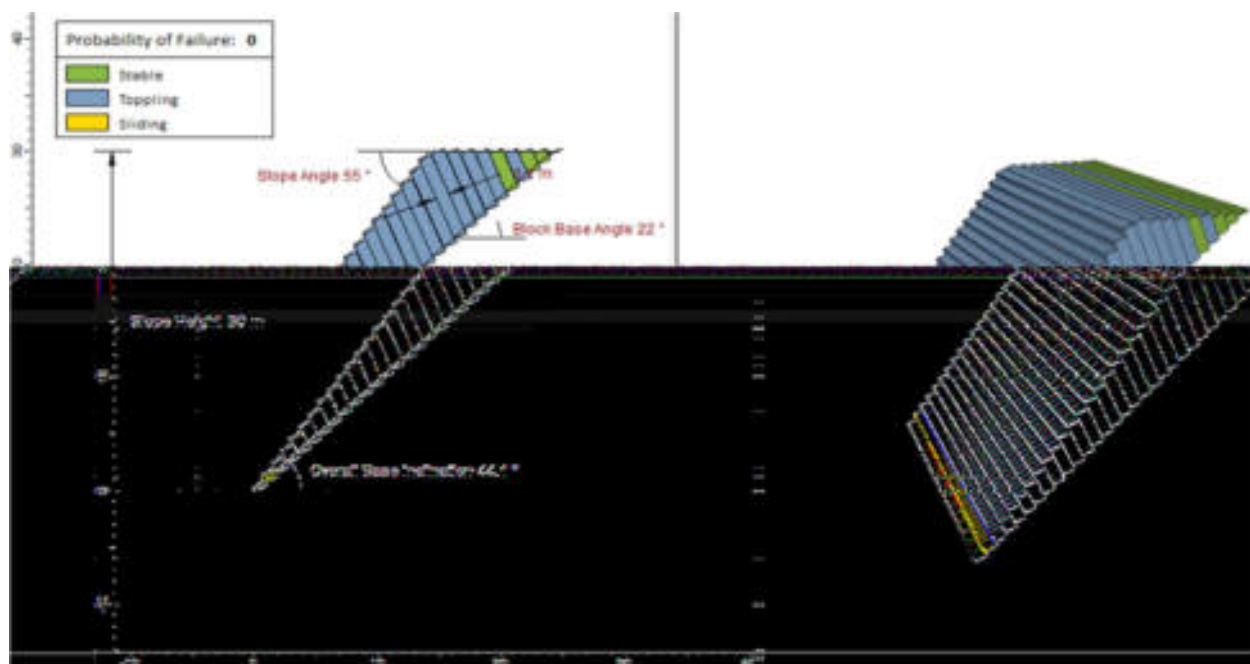


Рисунок 3.11 – Результаты расчета вероятности обрушения уступа высотой 30 м и углом откоса 55° опрокидыванием слоев

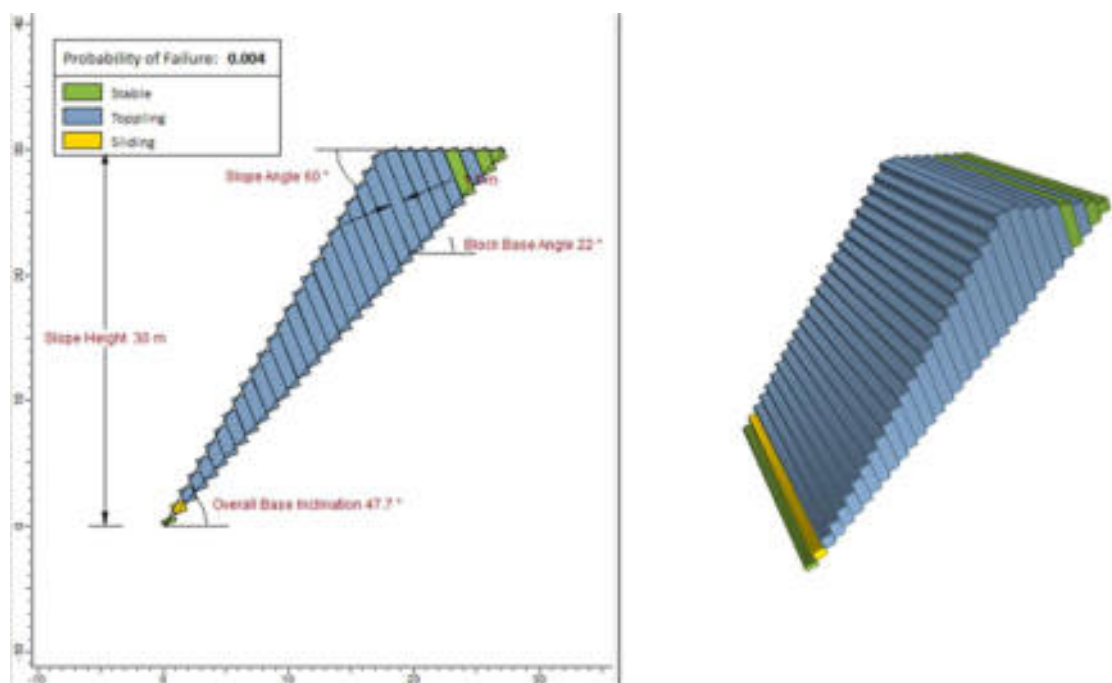


Рисунок 3.12 – Результаты расчета вероятности обрушения уступа высотой 30 м и углом откоса 60° опрокидыванием слоев

3.7.3. Расчет устойчивости результирующих бортов карьера

Линии сечений задавались вкрест простирания бортов карьера, исходя из их высоты, конфигурации, наличия транспортных берм и геологического строения прибортового массива (рисунок 3.13).

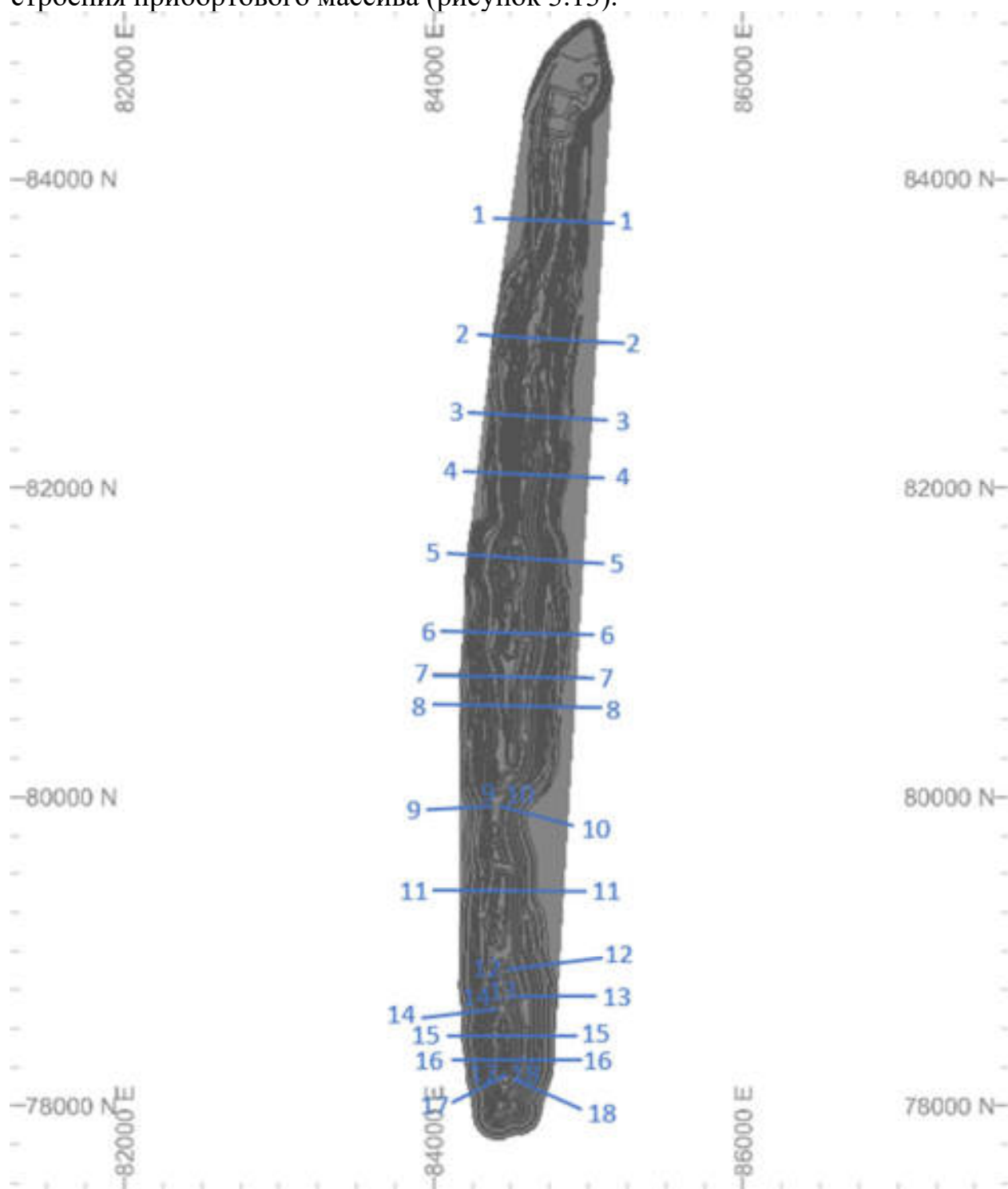


Рисунок 3.13 – Расположение расчетных сечений

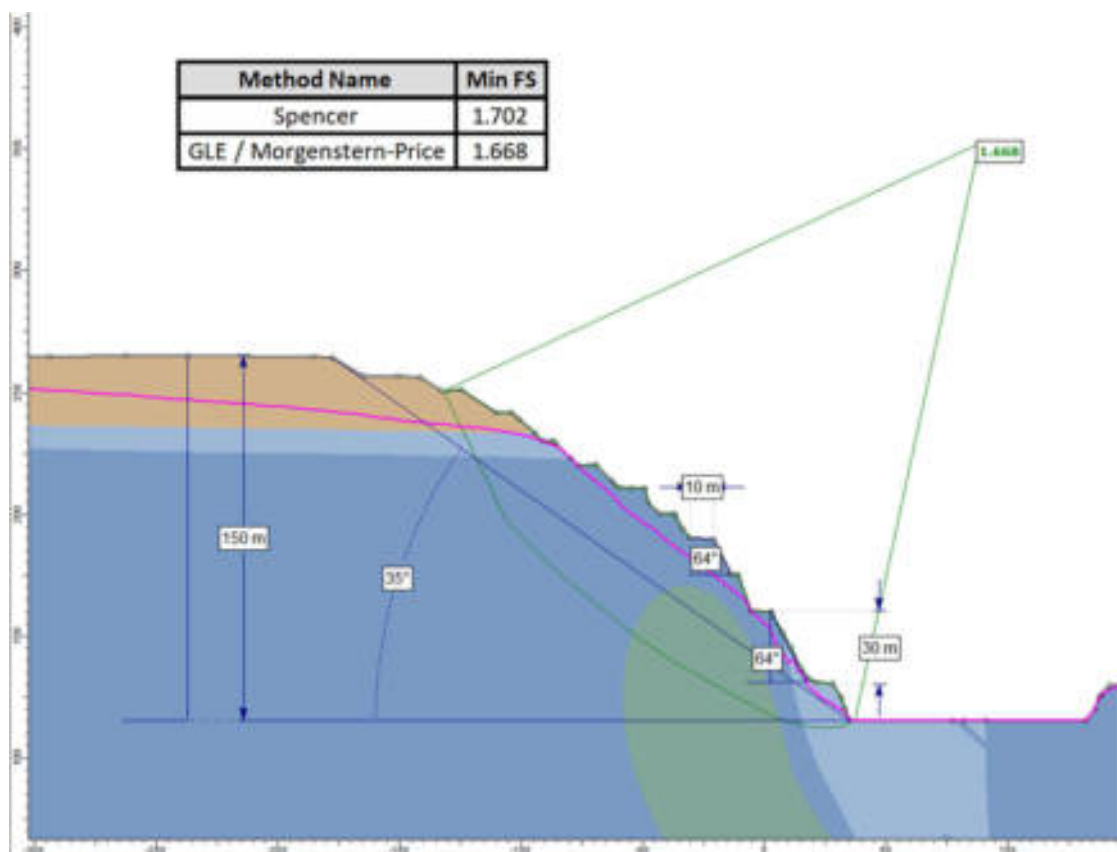


Рисунок 3.16 – Результат расчета КЗУ в сечении 2-2 (западный борт))

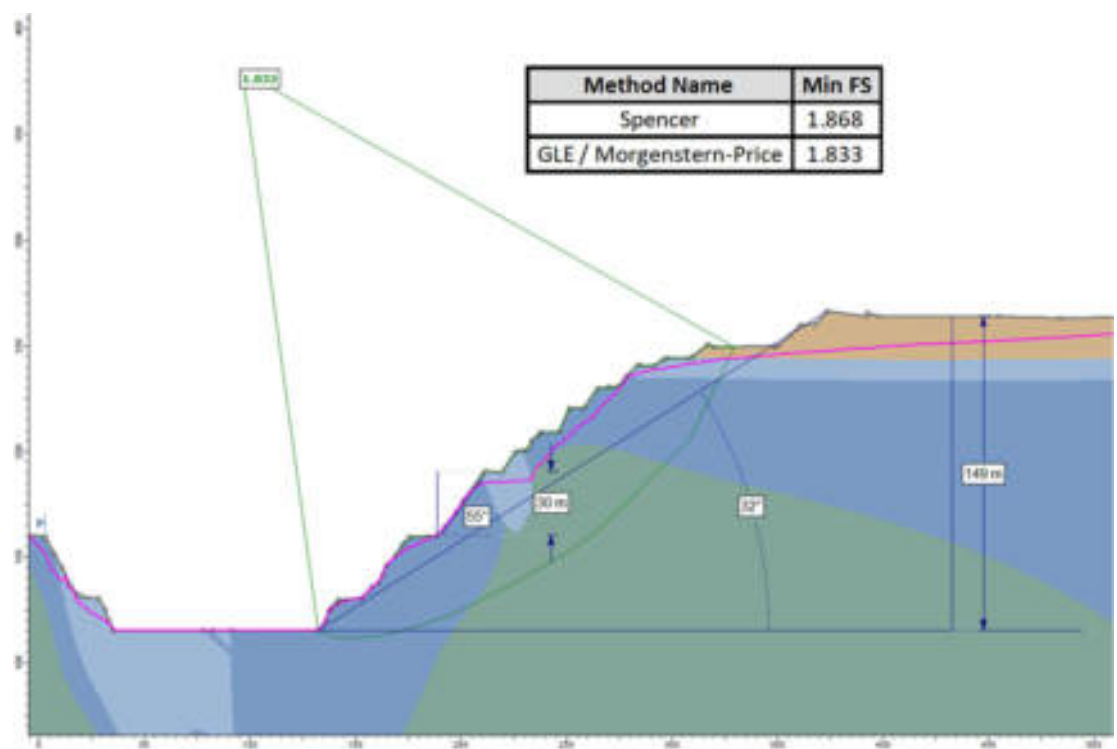


Рисунок 3.17 – Результат расчета КЗУ в сечении 2-2 (восточный борт))

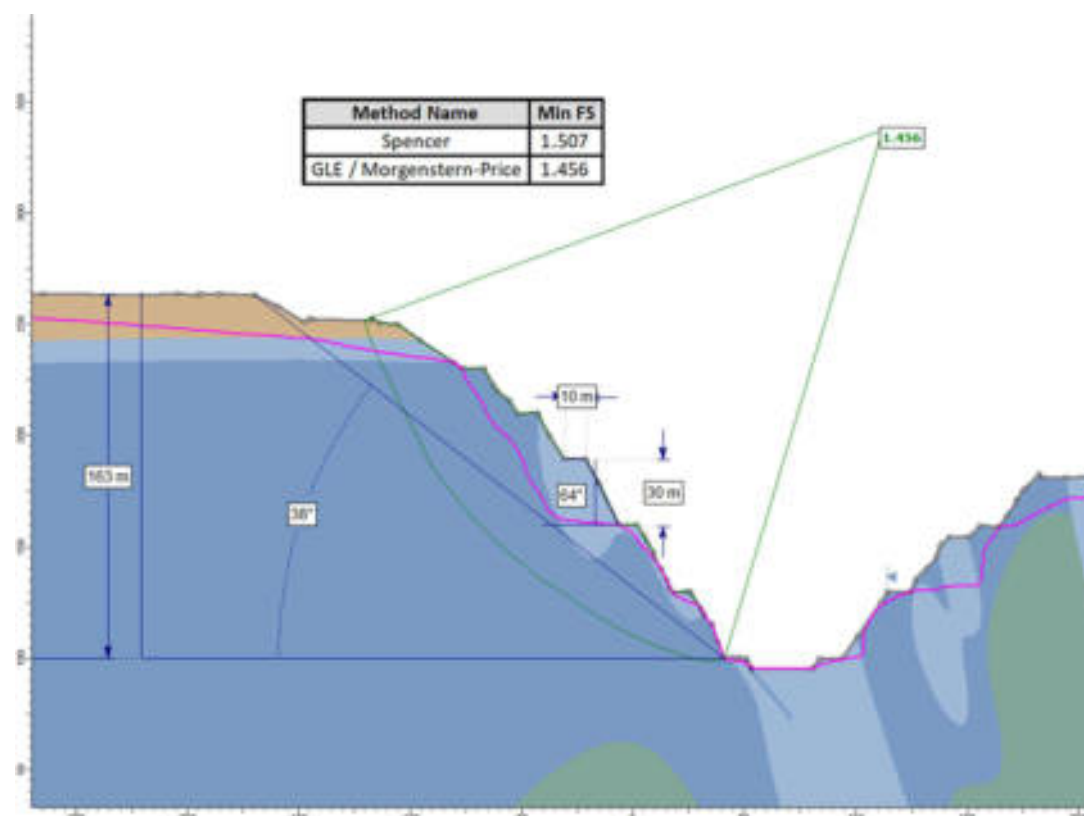


Рисунок 3.18 – Результат расчета КЗУ в сечении 3-3 (западный борт)

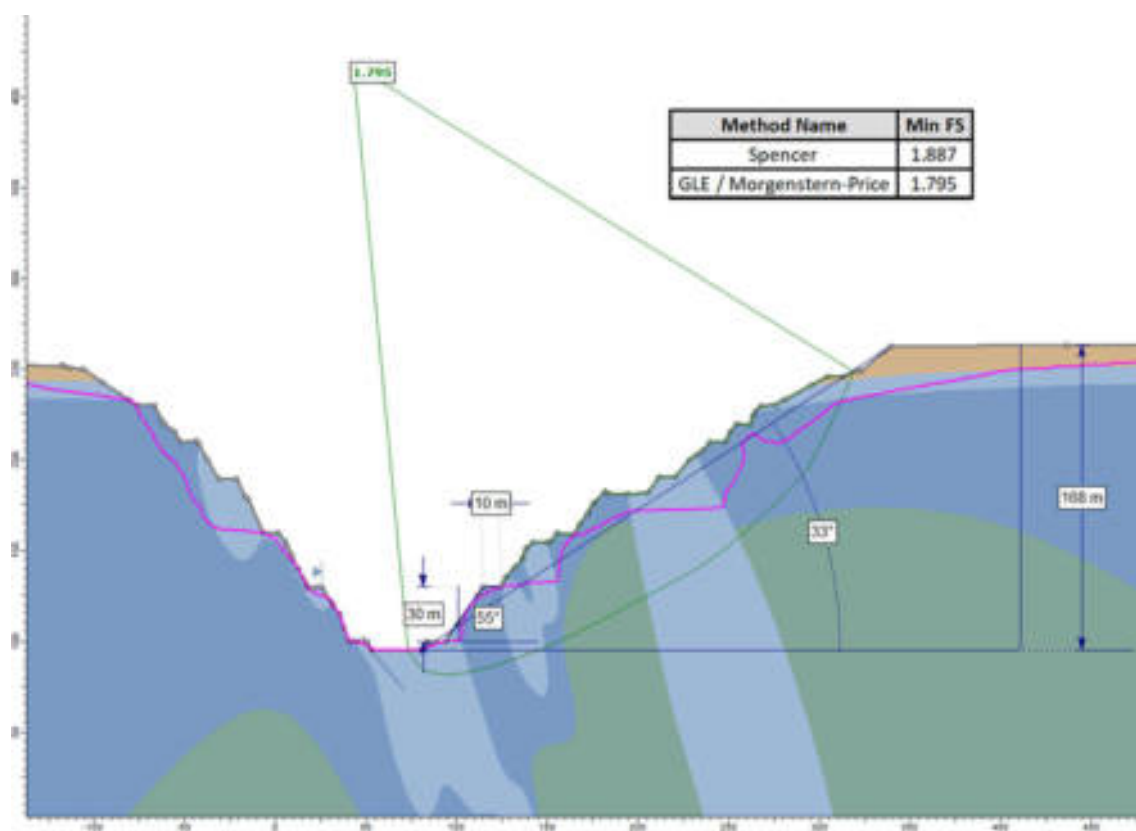


Рисунок 3.19 – Результат расчета КЗУ в сечении 3-3 (восточный борт)

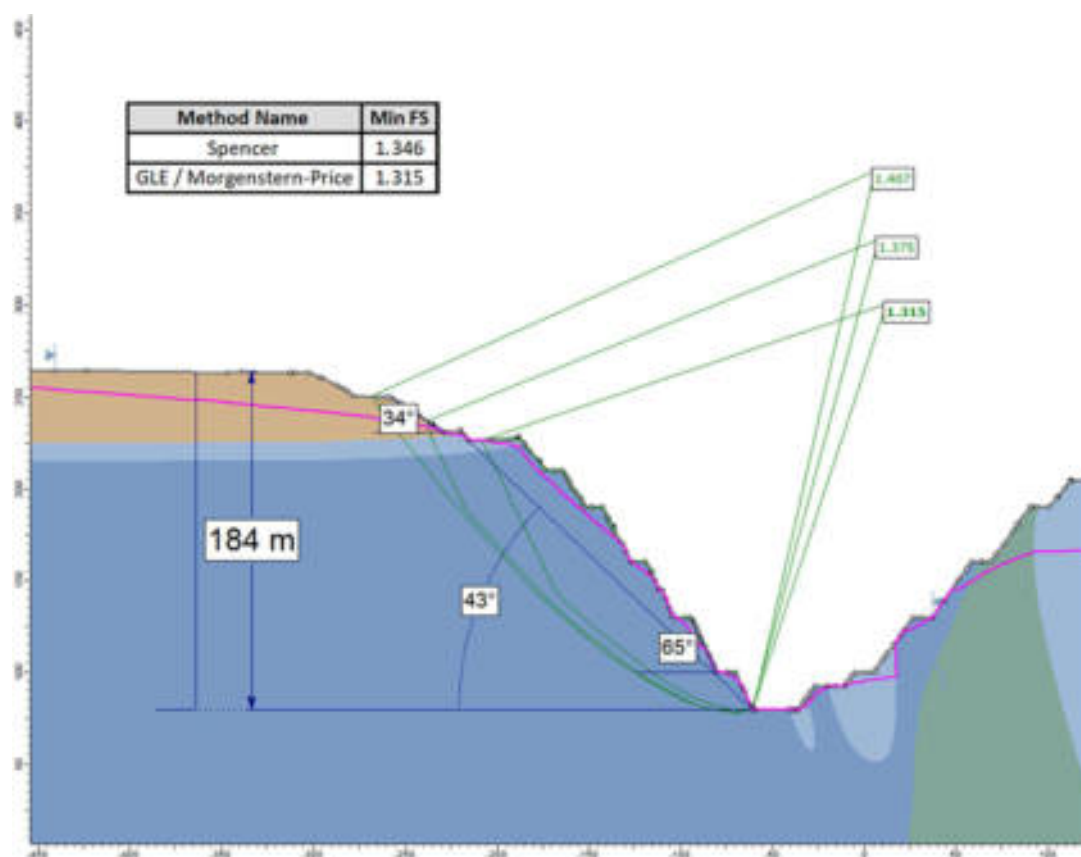


Рисунок 3.20 – Результат расчета КЗУ в сечении 4-4 (западный борт)

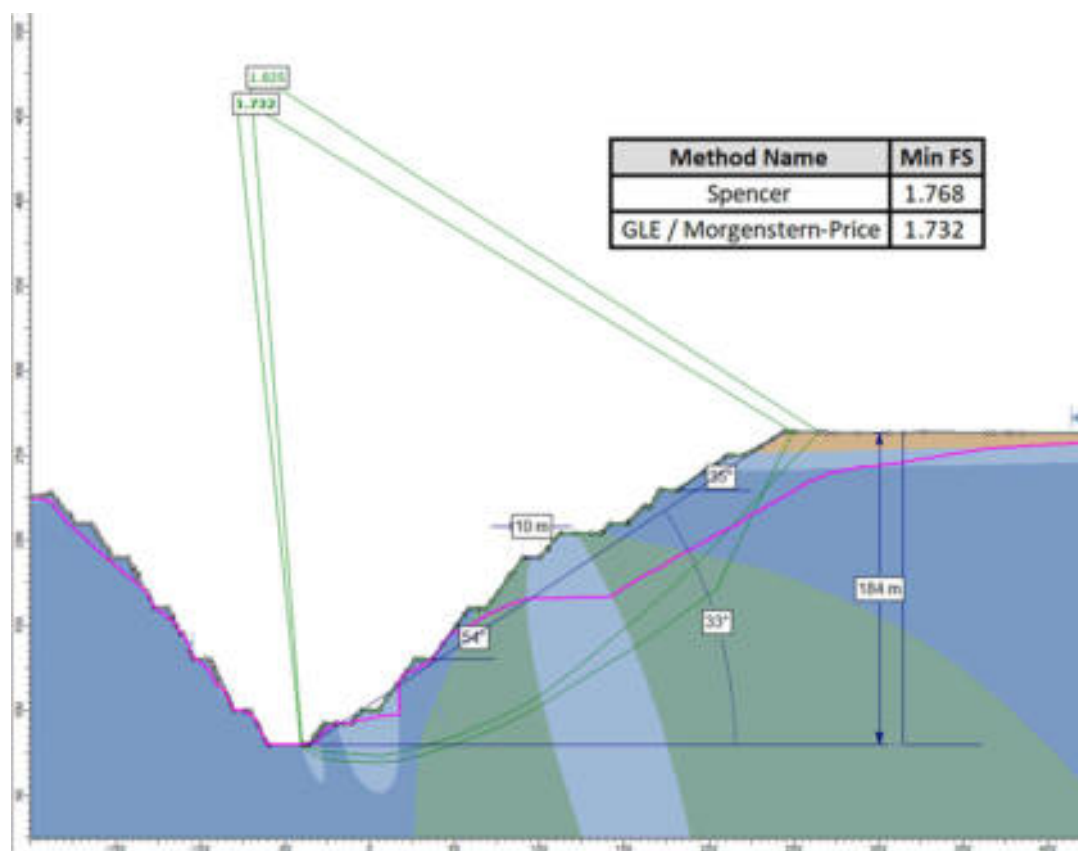


Рисунок 3.21 – Результат расчета КЗУ в сечении 4-4 (восточный борт)

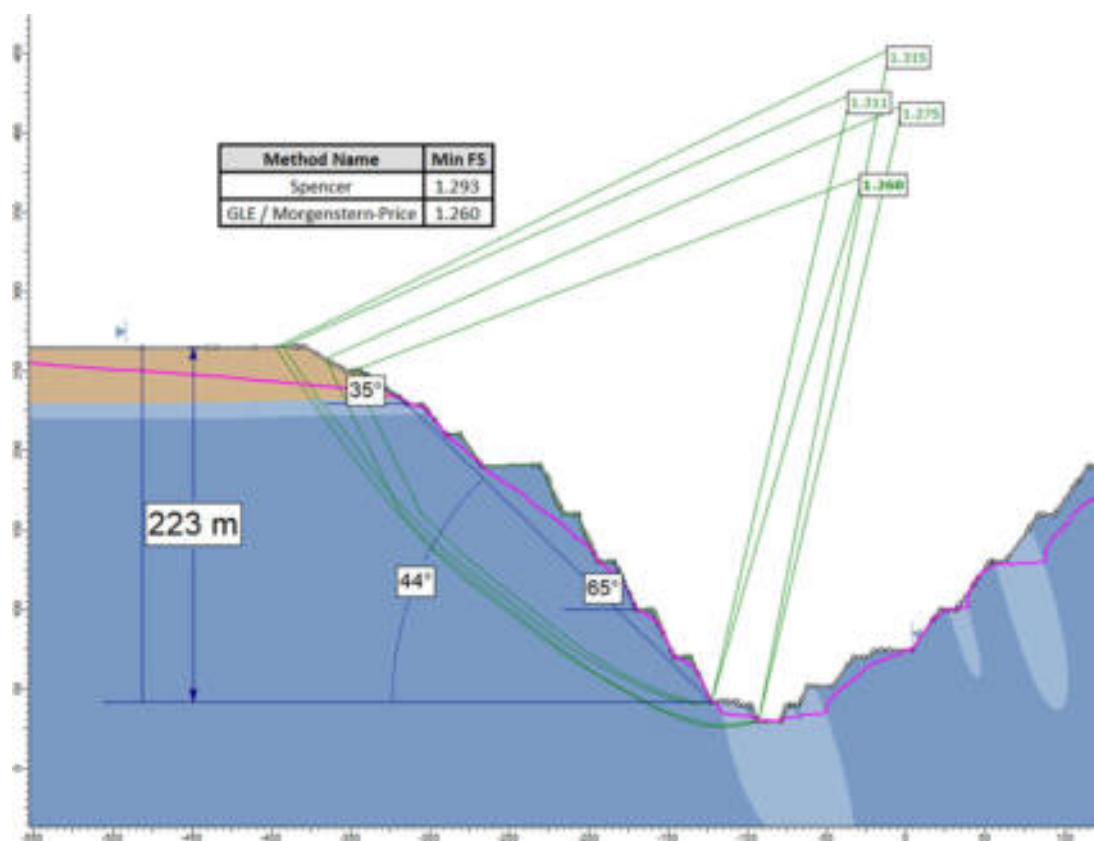


Рисунок 3.22 – Результат расчета КЗУ в сечении 5-5 (западный борт)

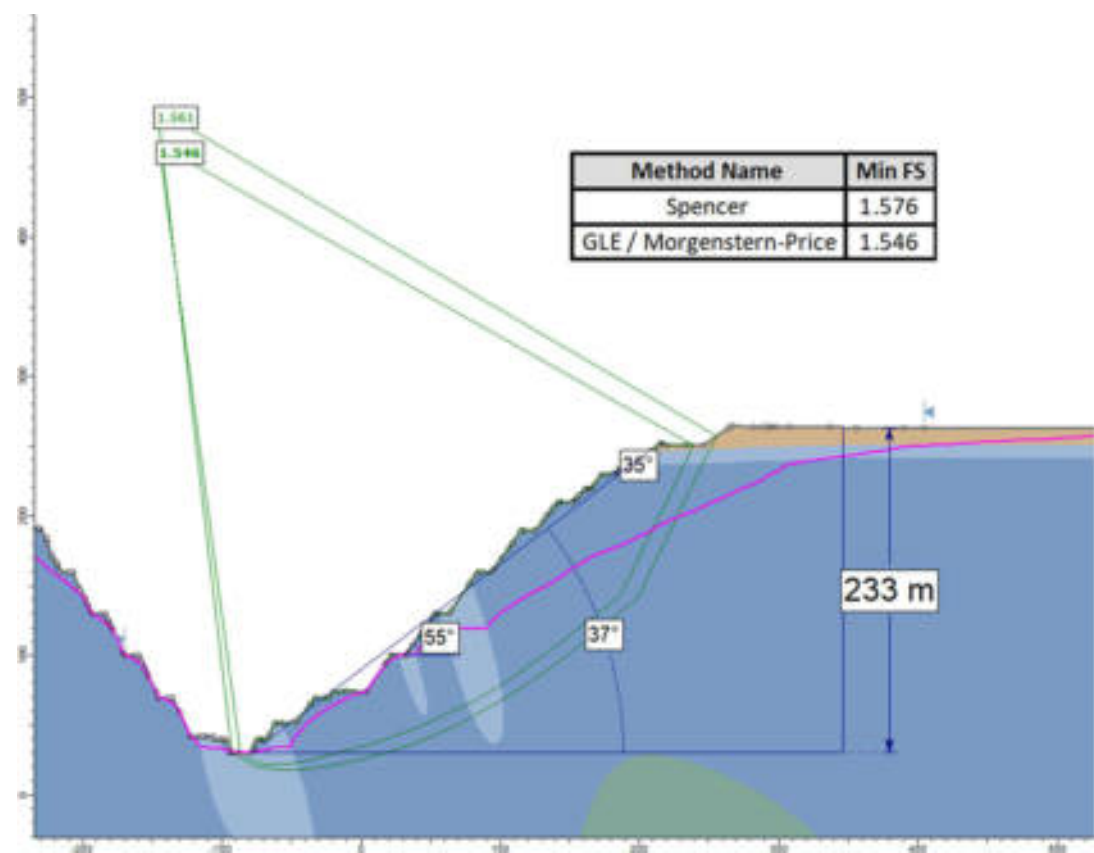


Рисунок 3.23 – Результат расчета КЗУ в сечении 5-5 (восточный борт)

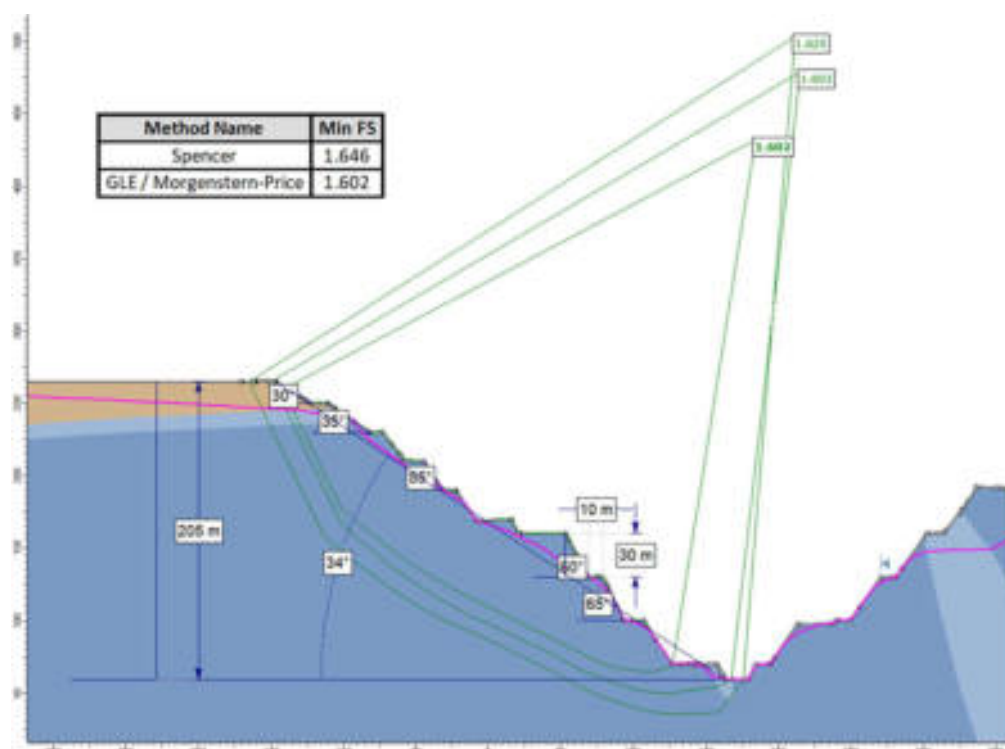


Рисунок 3.24 – Результат расчета КЗУ в сечении 6-6 (западный борт)

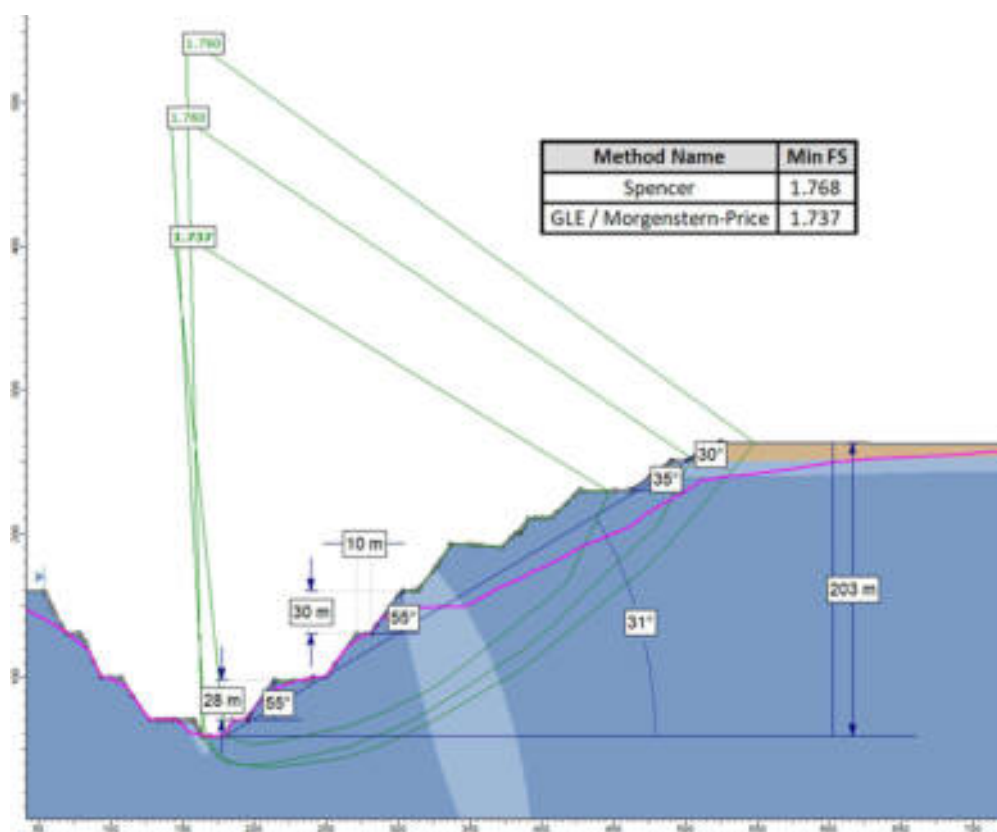


Рисунок 3.25 – Результат расчета КЗУ в сечении 6-6 (восточный борт)

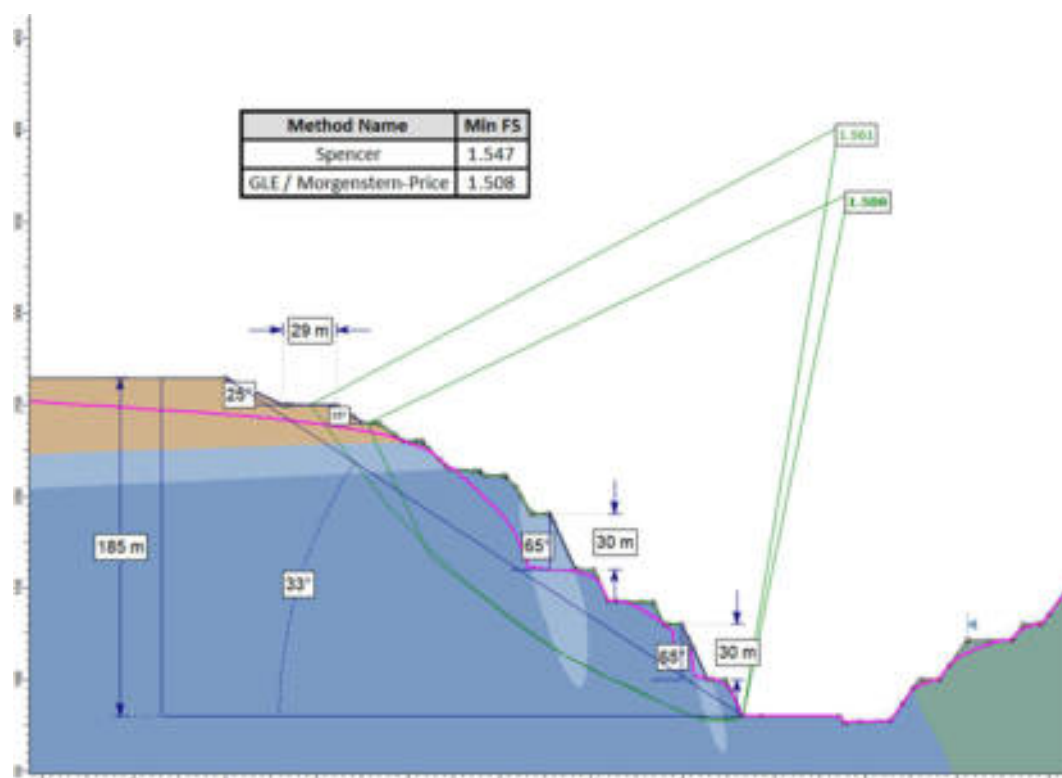


Рисунок 3.26 – Результат расчета КЗУ в сечении 7-7 (западный борт)

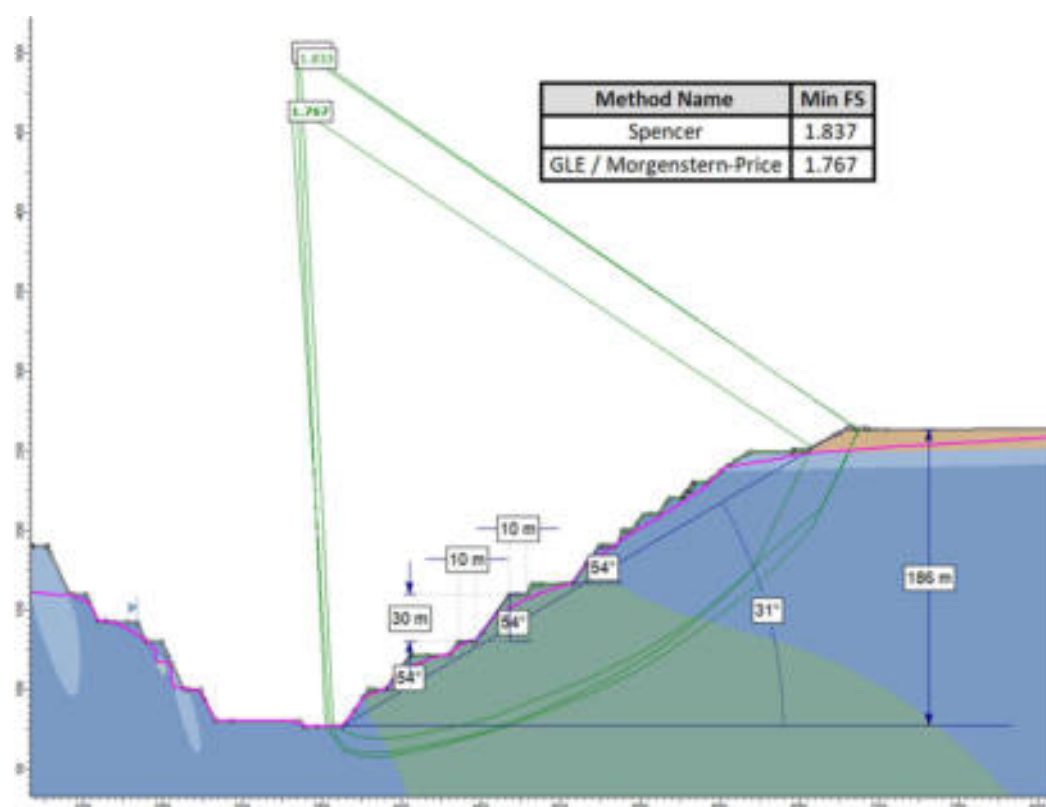


Рисунок 3.27 – Результат расчета КЗУ в сечении 7-7 (восточный борт)

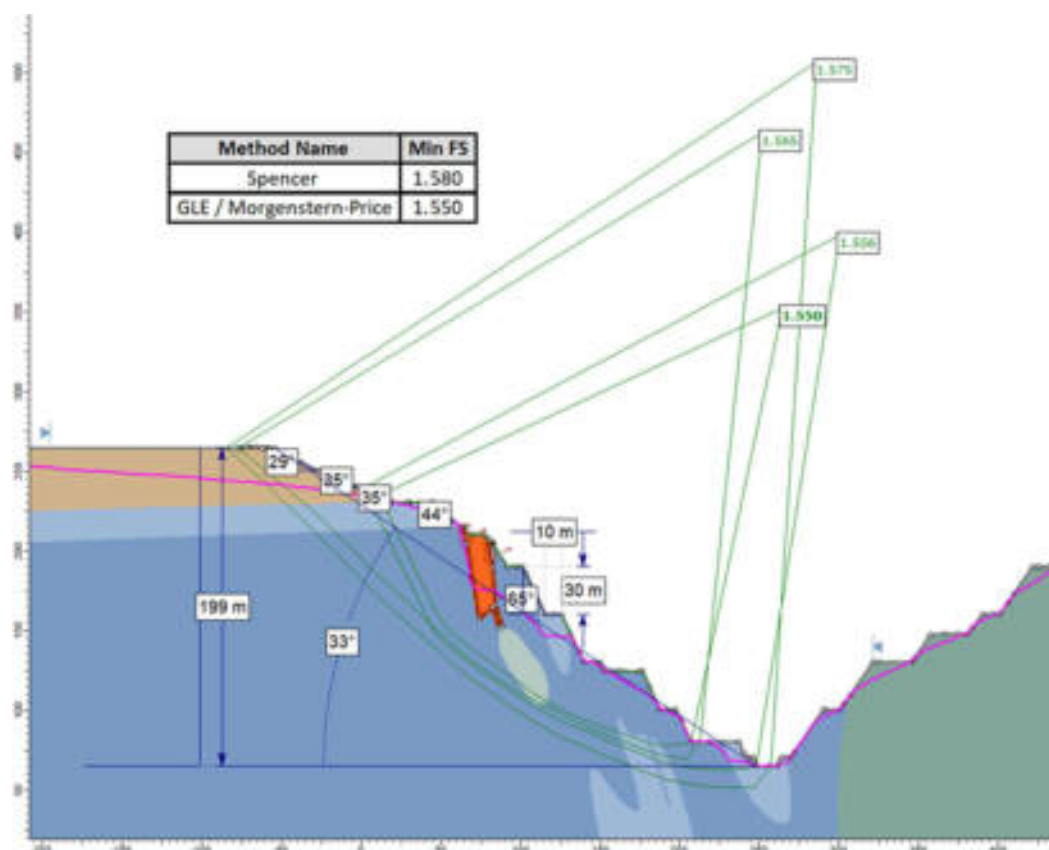


Рисунок 3.28 – Результат расчета КЗУ в сечении 8-8 (западный борт)

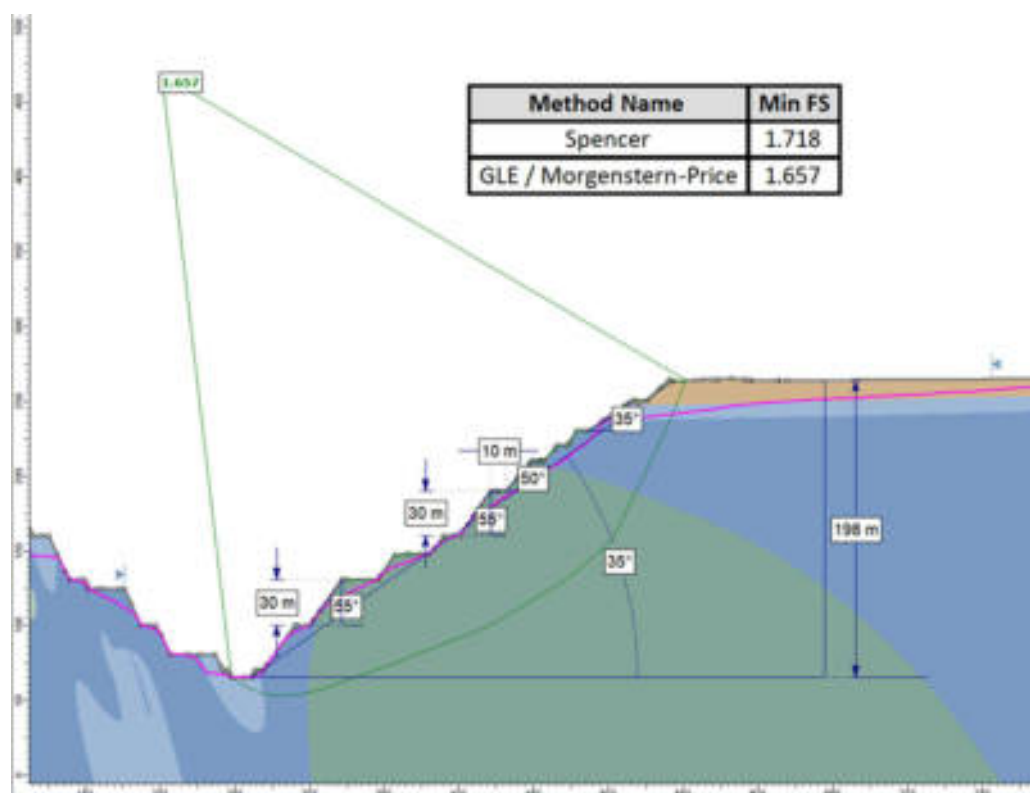


Рисунок 3.29 – Результат расчета КЗУ в сечении 8-8 (восточный борт)

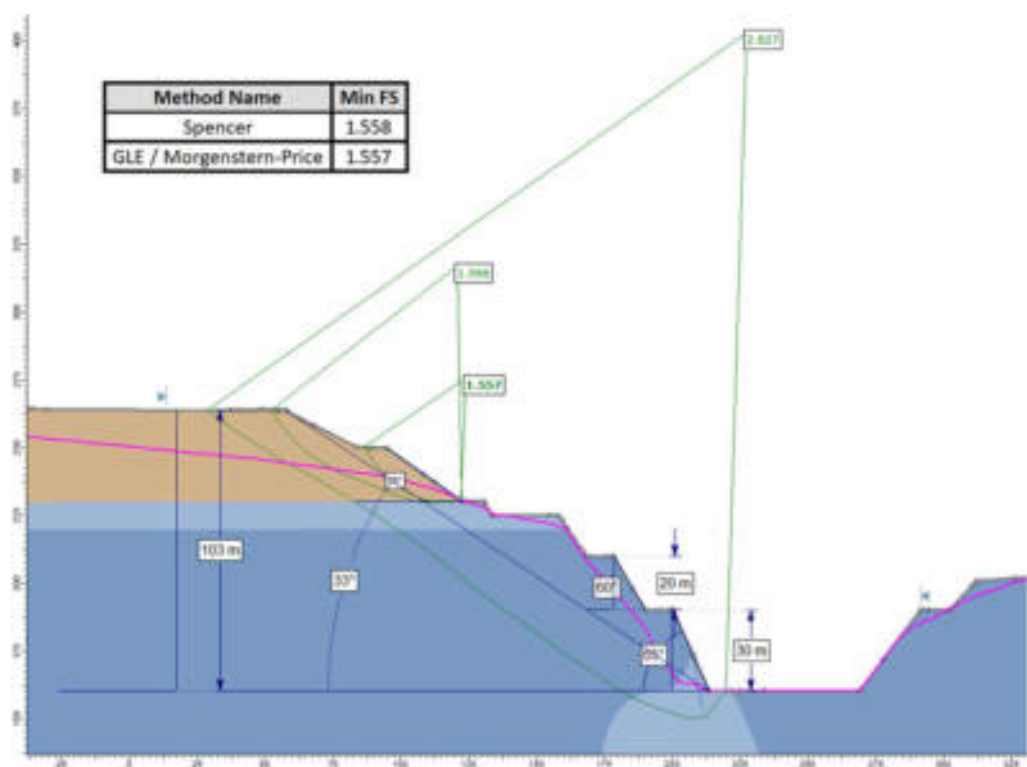


Рисунок 3.30 – Результат расчета КЗУ в сечении 9-9 (западный борт)

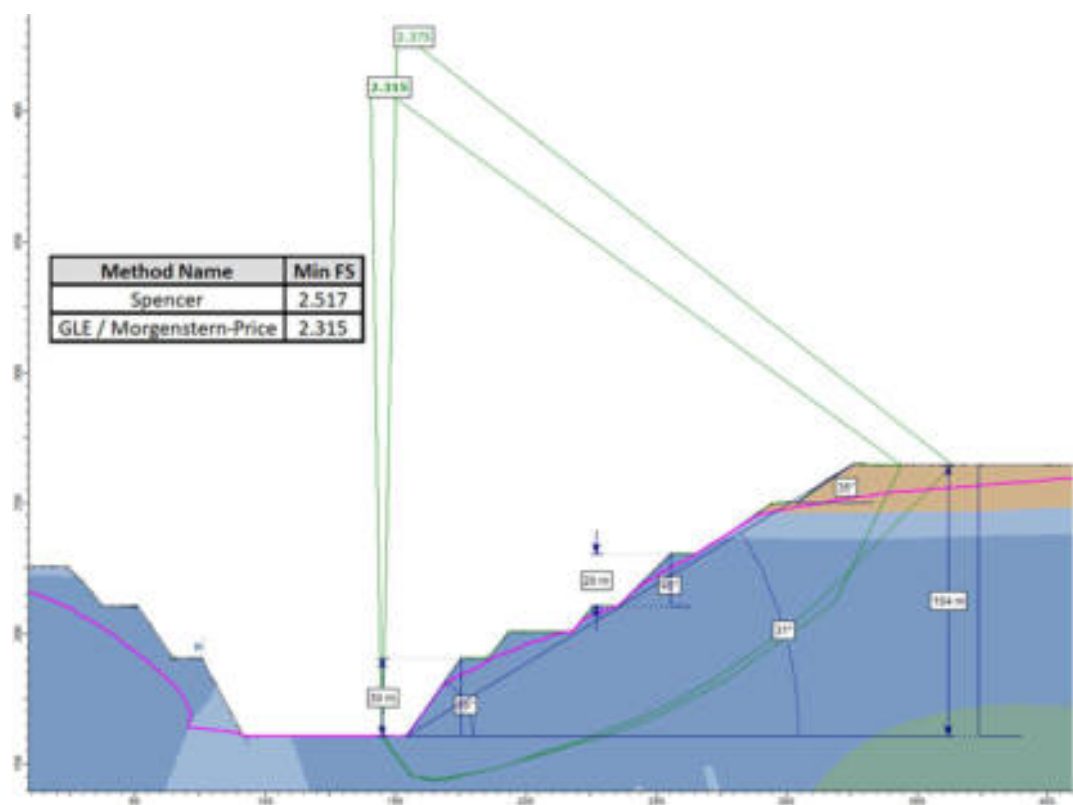


Рисунок 3.31 – Результат расчета КЗУ в сечении 10-10 (восточный борт)

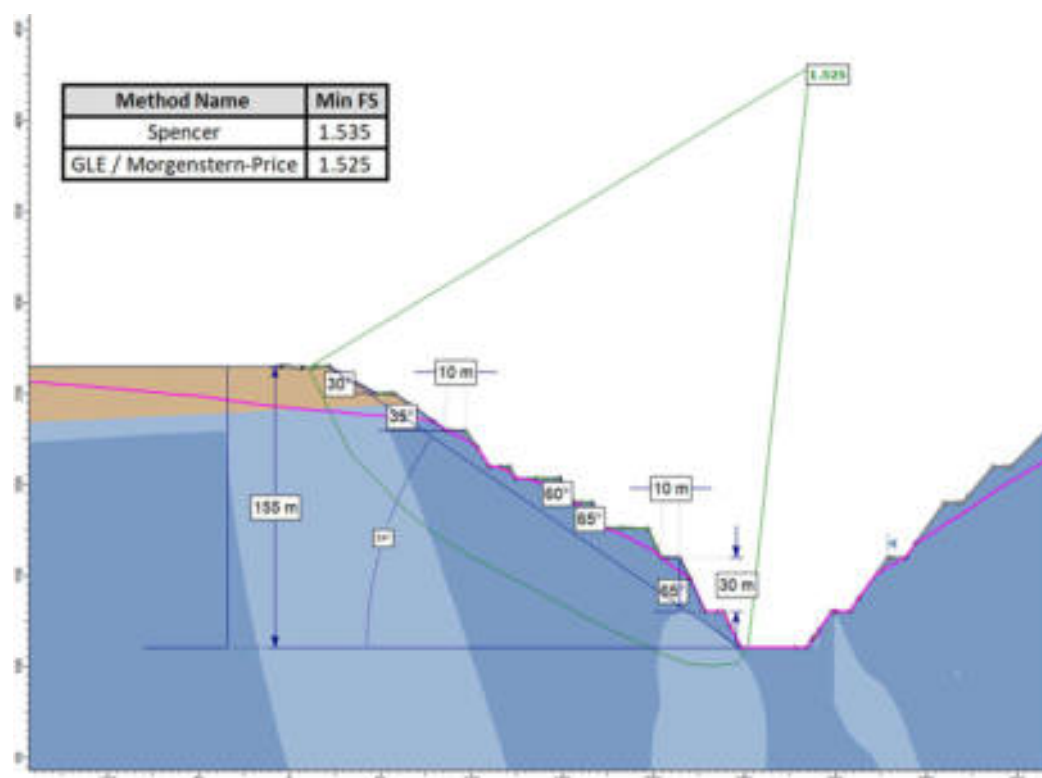


Рисунок 3.32 – Результат расчета КЗУ в сечении 11-11 (западный борт)

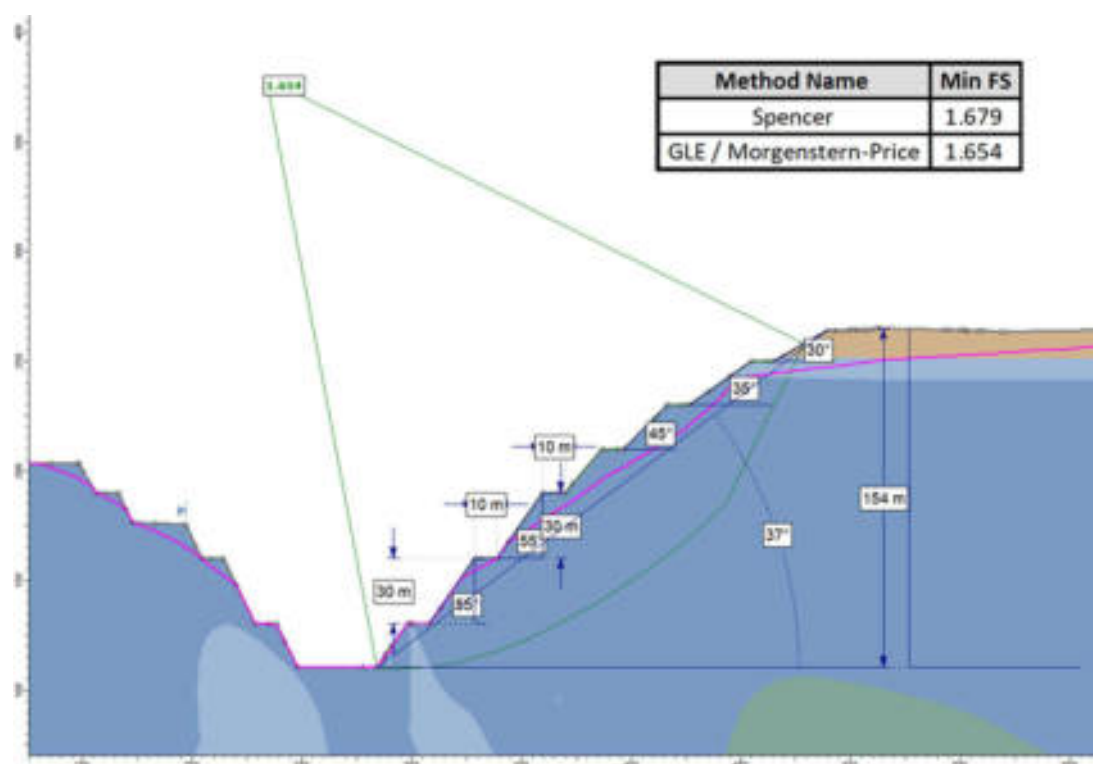


Рисунок 3.33 – Результат расчета КЗУ в сечении 11-11 (восточный борт)

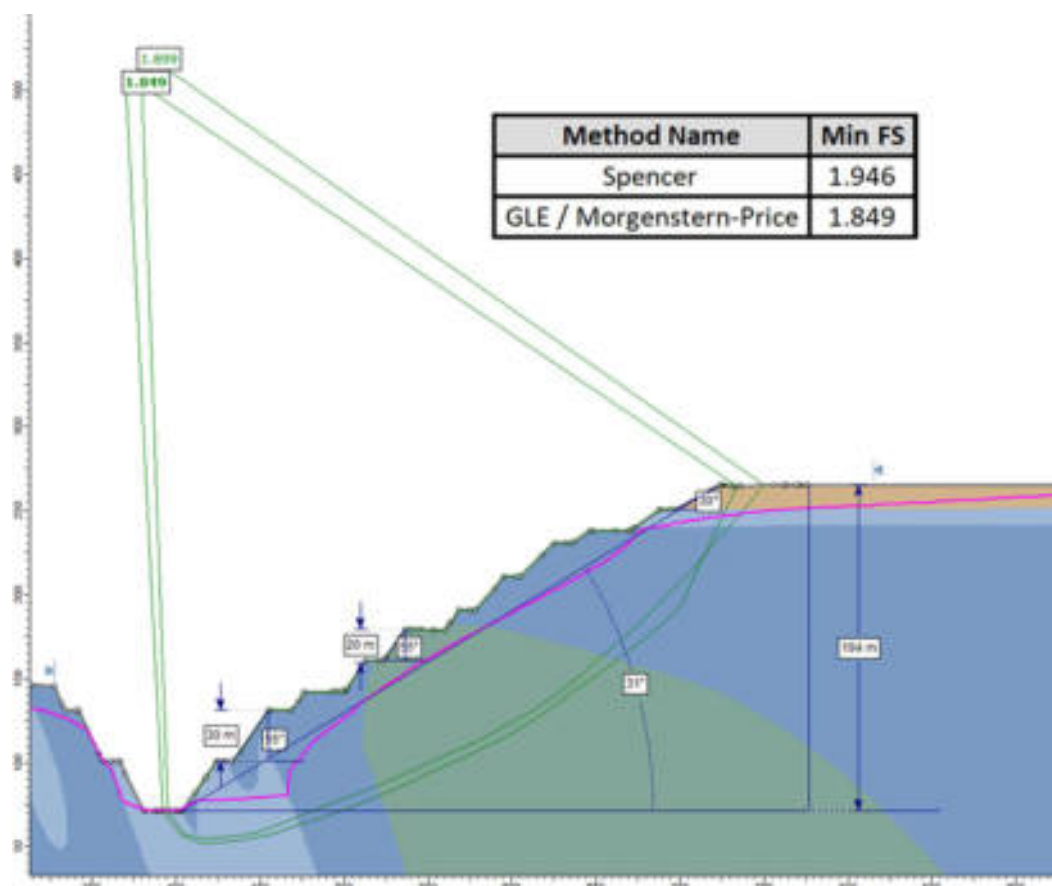


Рисунок 3.34 – Результат расчета КЗУ в сечении 12-12 (восточный борт)

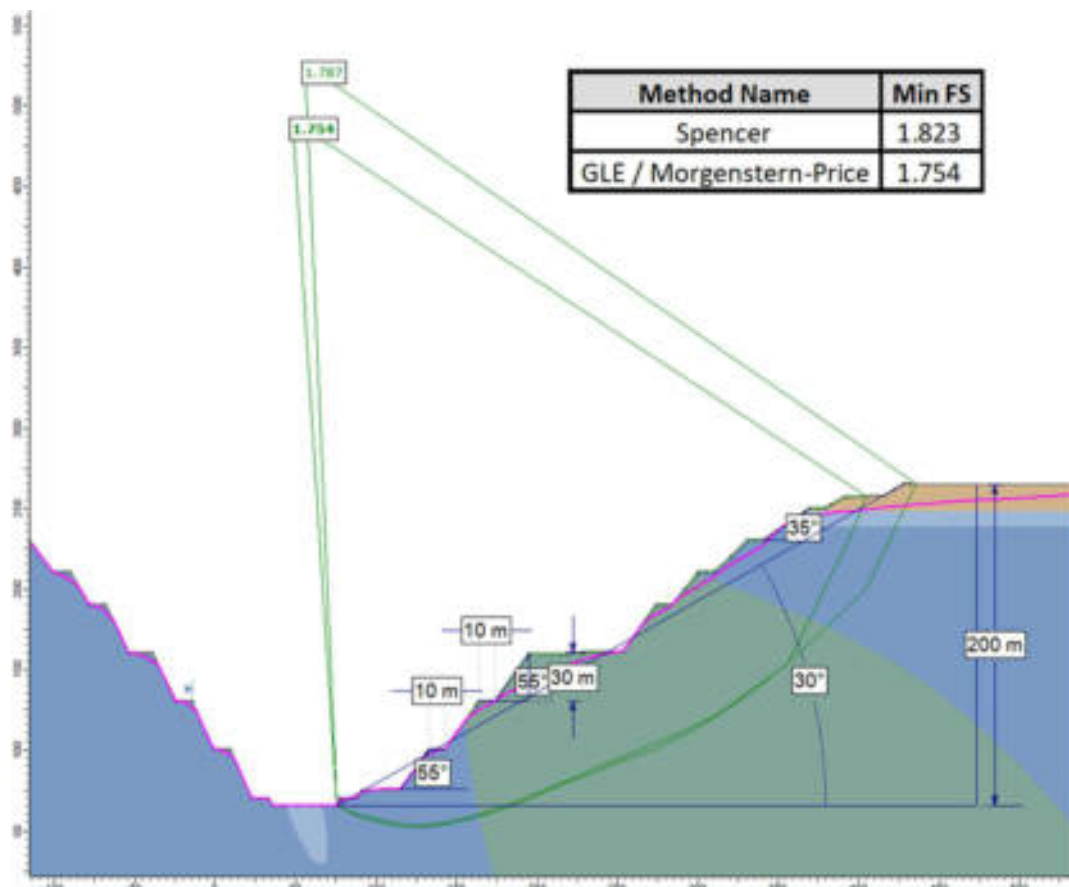


Рисунок 3.35 – Результат расчета КЗУ в сечении 13-13 (восточный борт)

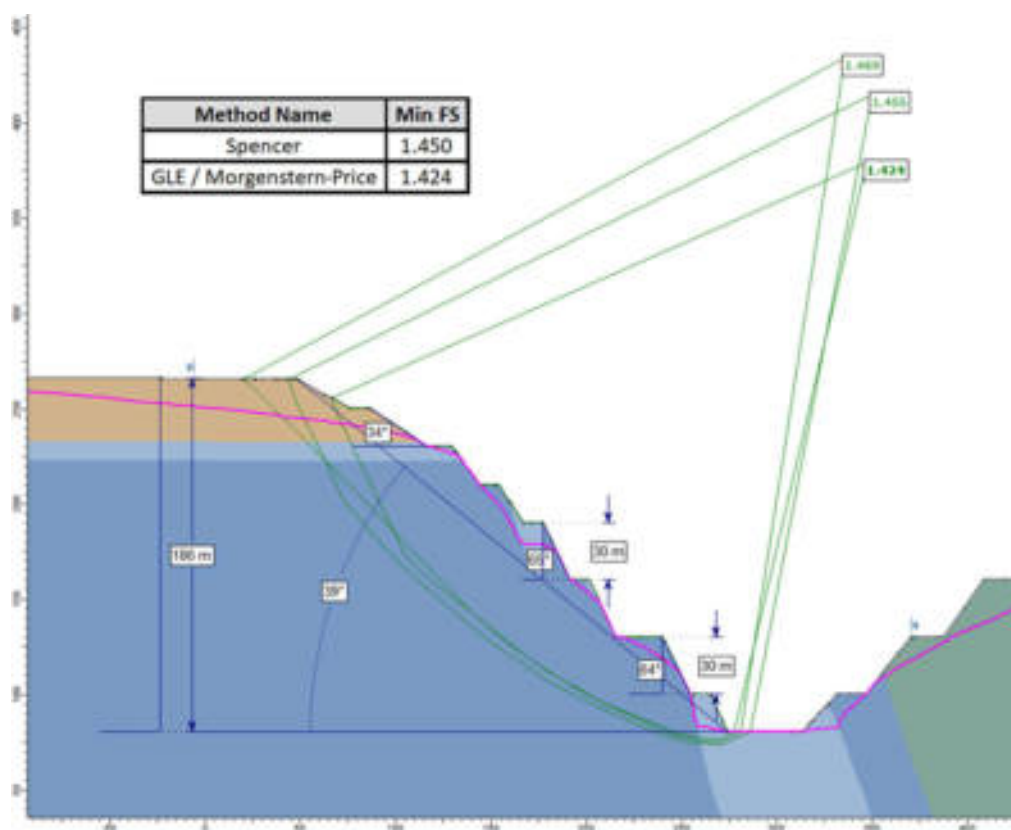


Рисунок 3.36 – Результат расчета КЗУ в сечении 14-14 (западный борт)

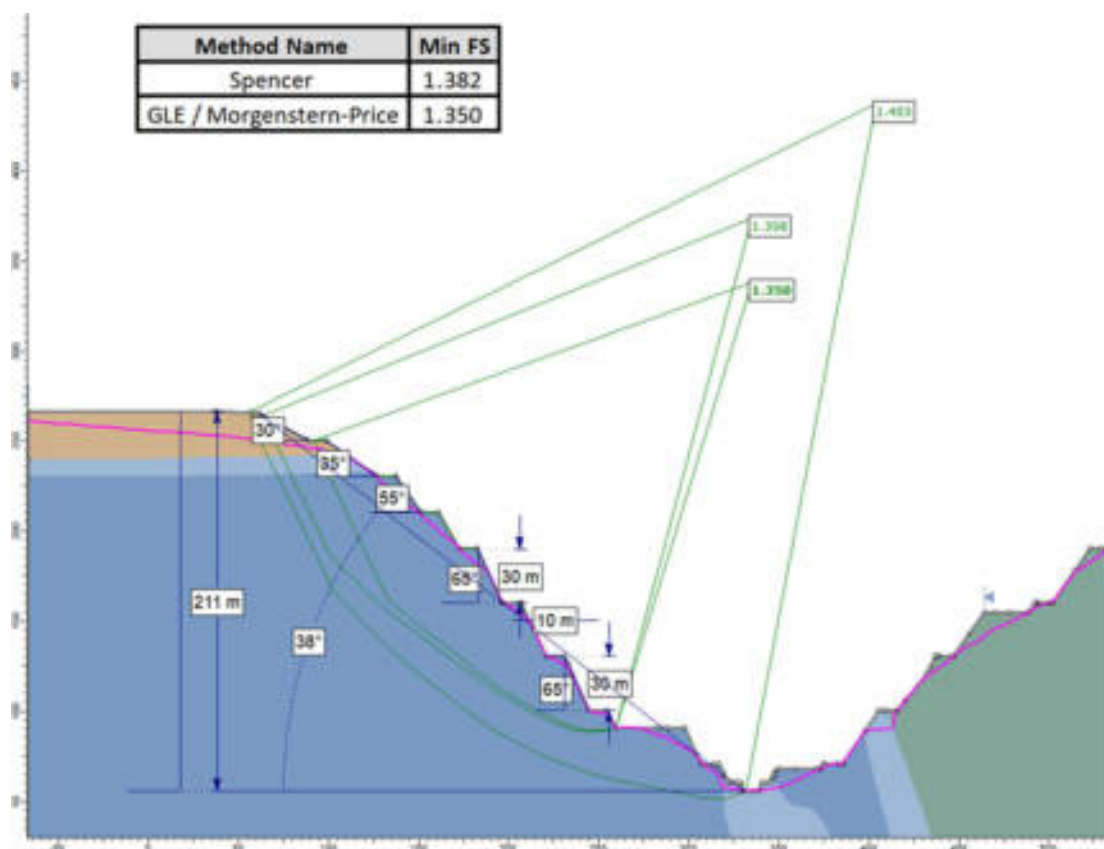


Рисунок 3.37 – Результат расчета КЗУ в сечении 15-15 (западный борт).

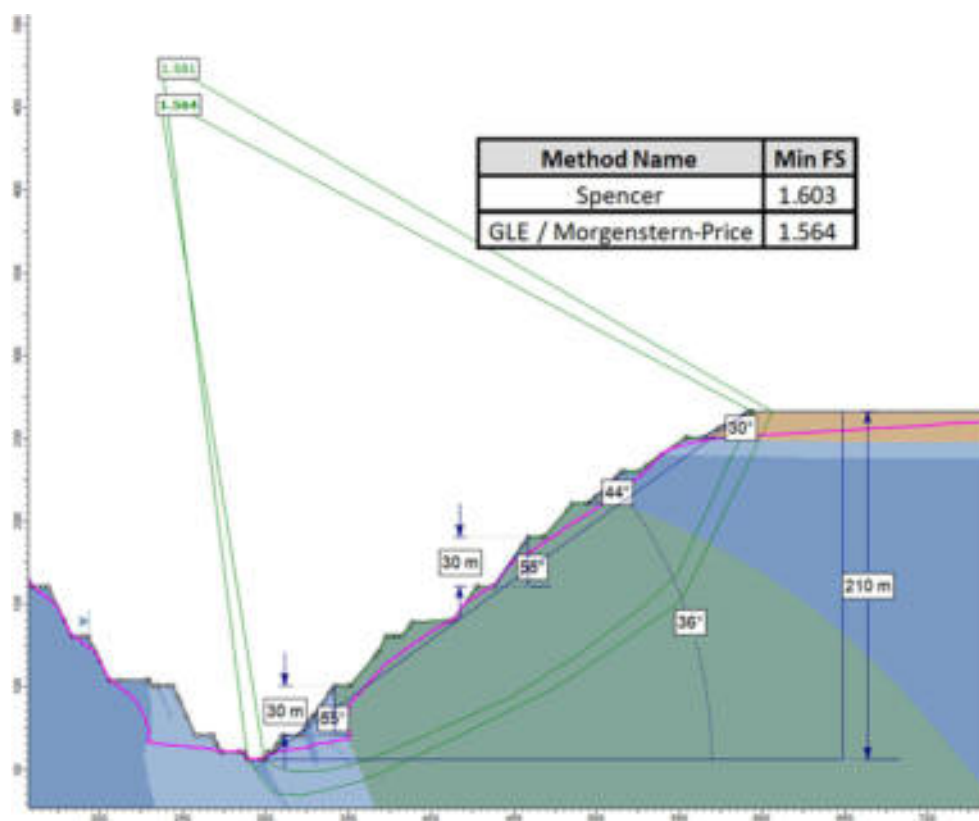


Рисунок 3.40 – Результат расчета КЗУ в сечении 16-16 (восточный борт).

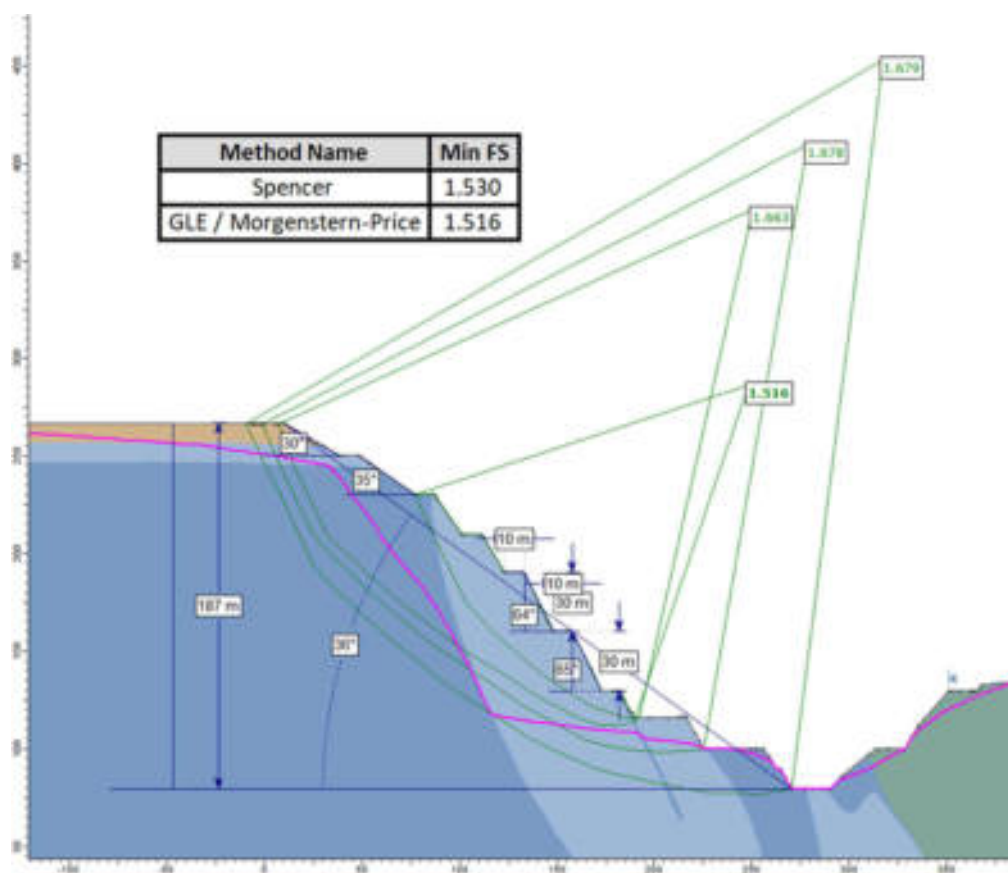


Рисунок 3.41 – Результат расчета КЗУ в сечении 17-17 (западный борт).

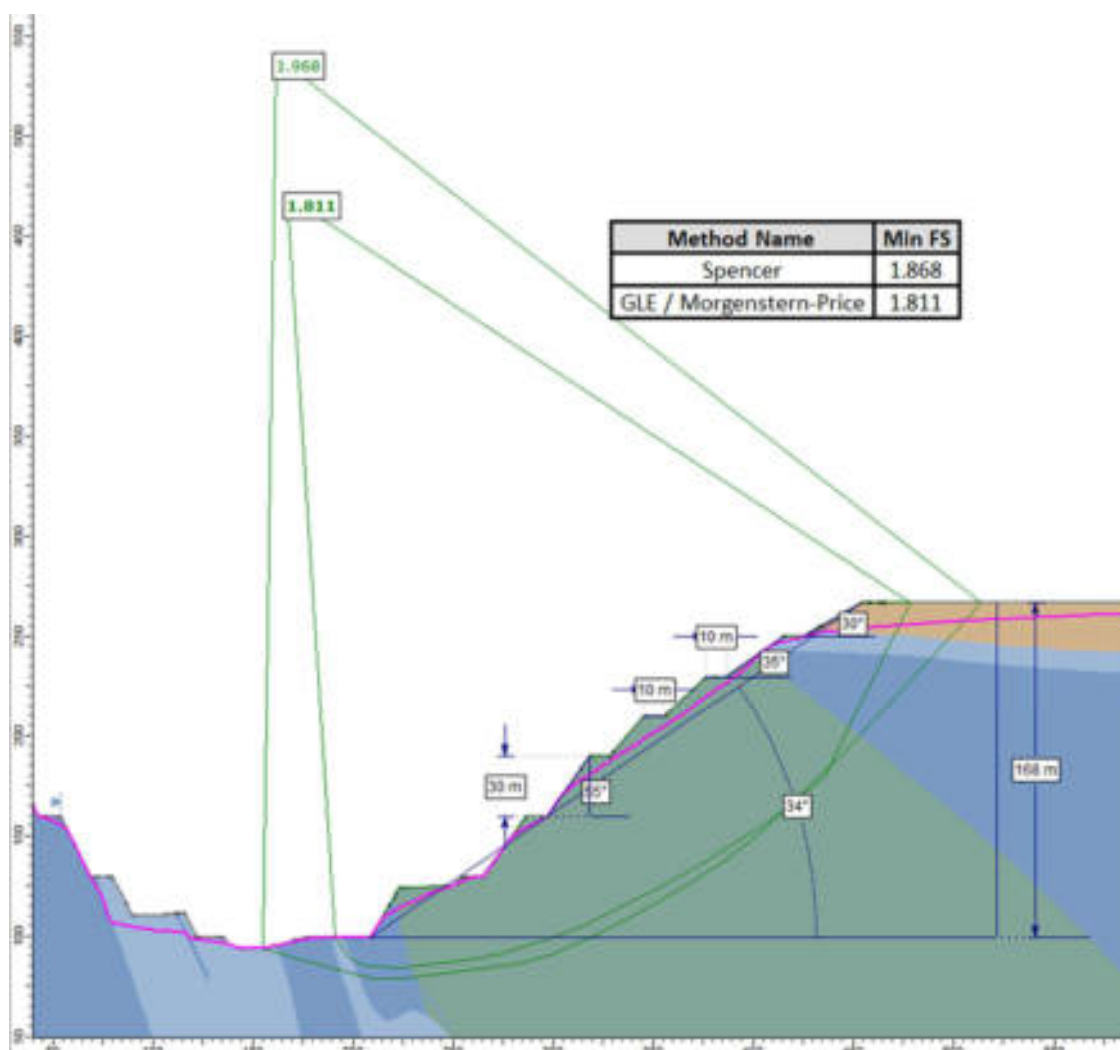


Рисунок 3.42 – Результат расчета КЗУ в сечении 18-18 (восточный борт)

Расчет устойчивости результирующих углов откосов борта карьера с учетом нормативного коэффициента запаса устойчивости 1,3 (для выработок более 5 лет) и 1,2 (для выработок до 5 лет) произведен в ПО Slide (Rocscience Inc). Расчетные данные для моделирования представлены на рисунке 3.3 (ссылка на Сводная таблица расчетных данных для моделирования – которая выше по тексту).

Результаты расчетов устойчивости бортов карьера представлены в таблице 3.7 и на рисунках 3.14-3.42.

Таблица 3.7 – Результаты расчета устойчивости бортов карьеров Комаровского месторождения.

№ п/п	Сечение	Борт	Коэффициент запаса устойчивости
1	2	3	4
1	1-1	западный	2,121
2		восточный	2,377

№ п/п	Сечение	Борт	Коэффициент запаса устойчивости
1	2	3	4
3	2-2	западный	1,668
4		восточный	1,833
5	3-3	западный	1,456
6		восточный	1,795
7	4-4	западный	1,315
8		восточный	1,732
9	5-5	западный	1,260*
10		восточный	1,546
11	6-6	западный	1,602
12		восточный	1,737
13	7-7	западный	1,508
14		восточный	1,767
15	8-8	западный	1,550
16		восточный	1,657
17	9-9	западный	1,557
18	10-10	восточный	2,315
19	11-11	западный	1,525
20		восточный	1,654
21	12-12	восточный	1,849
22	13-13	восточный	1,754
23	14-14	западный	1,424
24	15-15	западный	1,350
25		восточный	1,615
26	16-16	западный	1,401
27		восточный	1,564
28	17-17	западный	1,516
29	18-18	восточный	1,811
*работы на данном участке завершатся к 2030 году, поэтому нормативный коэффициент запаса устойчивости составляет 1,2 (для выработок до 5 лет)			

Анализ общей устойчивости бортов показывает, что коэффициент запаса устойчивости для расчетных сечений контура карьера соответствует нормативному.

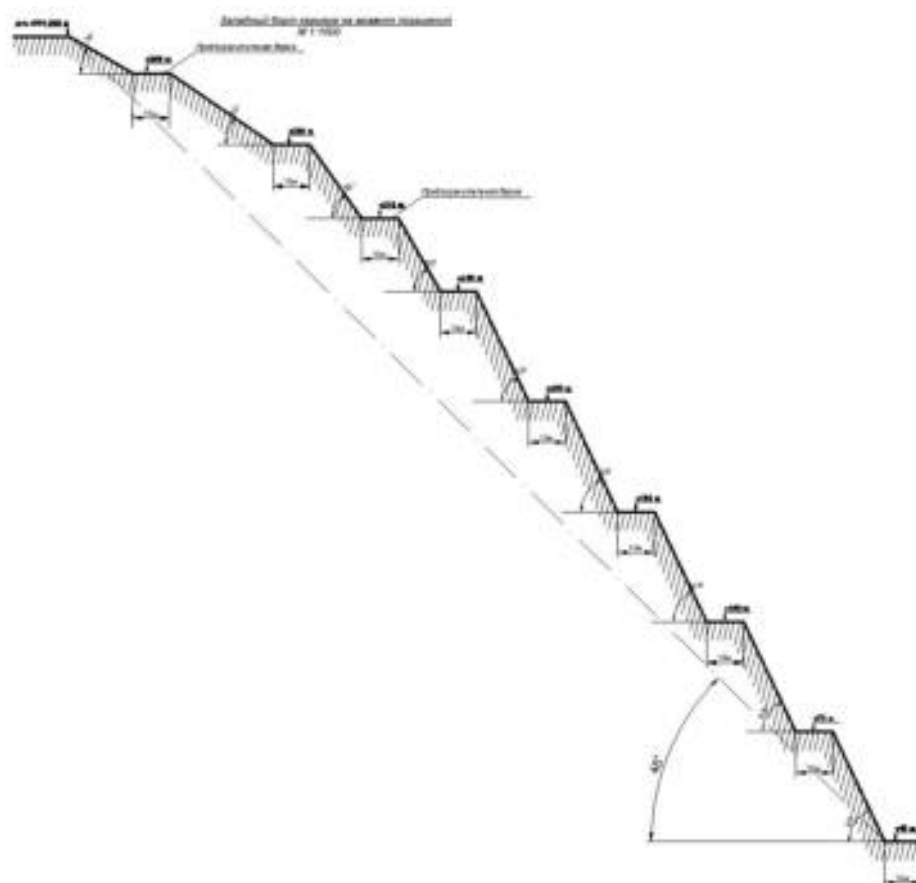


Рисунок 3.42а – Конструкция западного борта карьера на момент погашения

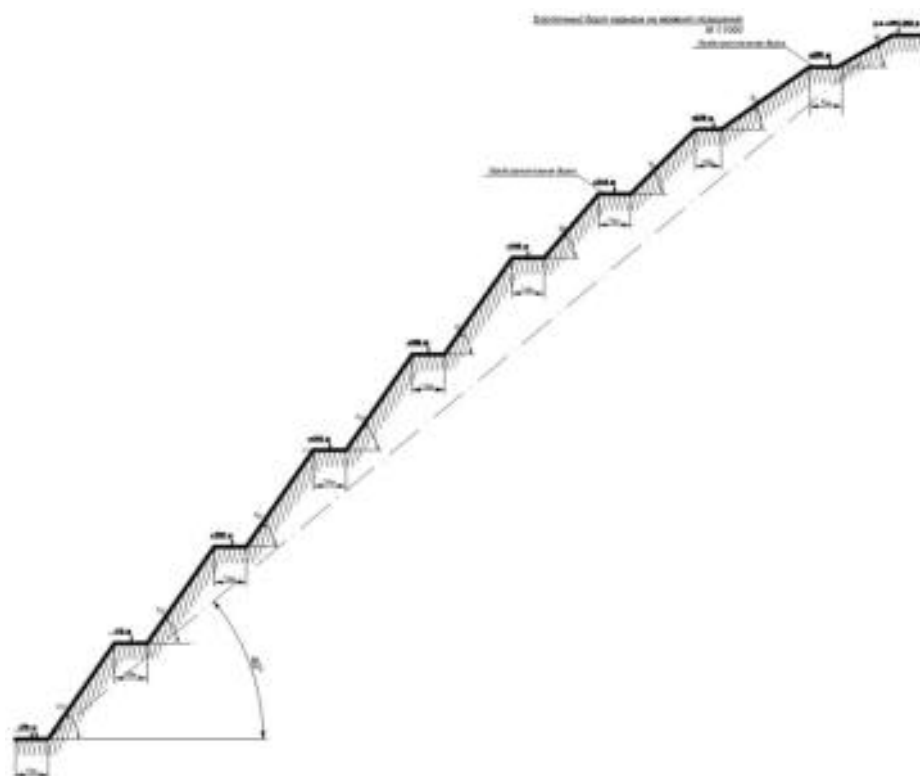


Рисунок 3.42б – Конструкция борта без учета транспортной бермы
Восточный борт карьера на момент погашения

Ширина бермы безопасности принята согласно норм технологического проектирования и обеспечивает улавливание падающих кусков породы, возможность ее механизированной очистки, а также составляет не менее $\frac{1}{3}$ высоты уступа.

Проектные углы откосов уступов в карьере приведены в таблице 3.8.

Таблица 3.8 – Проектные углы откосов уступов в карьере.

Горизонты, м	Проектные углы, °	
	Западный борт	Восточный борт
<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>
Д.п.-250	30	30
250-230	35	35
230-210	55	45
210-190	60	50
190-160	65	55
160-130	65	55
130-100	65	55
100-70	65	55
70-40	65	55
40-35	65	55

3.8. Наблюдение за устойчивостью бортов карьера

Согласно Правил обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы, утверждённых Приказом Министра по инвестициям и развитию Республики Казахстан от 30 декабря 2014 года № 352, должен осуществляться контроль за состоянием бортов, траншей, уступов, откосов и отвалов.

Специальной службой предприятия проводятся работы по проведению наблюдений за сдвижением и деформированием горных пород и земной поверхности, а также за подлежащими охране объектами при разработке месторождения. Основной задачей наблюдений является определение:

- установление границ распространения и вида деформаций горных пород;
- определение скорости и величин деформаций;
- характера развития процесса сдвижения, величин движений и деформаций толщи пород, земной поверхности и подрабатываемых объектов под влиянием разработки месторождения;
- формы и размеров различных зон сдвижения и деформирования толщи пород и земной поверхности в области влияния горных выработок;
- общей продолжительности процесса сдвижения горных пород и земной поверхности и периода опасных деформаций;
- взаимосвязи сдвижение и деформаций горных пород и земной поверхности с деформациями подрабатываемых сооружений, и других объектов, подлежащих охране;

- величин допустимых и предельных деформаций для различных охраняемых объектов;

- определение критической величины смещений, предшествующих началу активной стадии, для различных инженерно-геологических комплексов;

- предрасчет развития деформаций во времени при углубке карьера;

- эффективности примененных мер охраны для своевременной их корректировки, при необходимости, и разработки новых мероприятий по предотвращению опасных деформаций в подрабатываемых объектах.

Для получения всех необходимых данных о характере и параметрах процесса сдвижения горных пород и земной поверхности и взаимосвязи их с деформациями подрабатываемых объектов, следует закладывать комплексные станции, включающие наземные наблюдательные станции для определения параметров процесса сдвижения земной поверхности, на которых периодически проводятся инструментальные наблюдения. Наблюдательная станция состоит, как правило, из нескольких профильных линий, по которым расположены опорные и рабочие реперы. Инструментальные маркшейдерские наблюдения за деформациями бортов и отвалов должны быть начаты одновременно с началом развития вскрышных работ на карьере.

Инструментальные наблюдения на станции состоят из следующих работ:

- плановой и высотной привязок опорных реперов к исходным пунктам (при выносе проекта в натуру) и периодического контроля их неподвижности в период проведения наблюдений;

- начальных наблюдений для определения исходного положения реперов наблюдательной станции в горизонтальной и вертикальной плоскостях;

- повторных наблюдений за положением реперов наблюдательной станции для определения величин их сдвижения.

Реперы наблюдательных станций закладывают по прямым профильным линиям, ориентированным, как правило, по простиранию и вкрест простирания рудных тел. а профильные линии рекомендуется ориентировать параллельно и перпендикулярно проектным границам очистных работ.

В качестве опорных и рабочих реперов при глубине промерзания грунта до 1.5 м применяют реперы, заложенные в скважинах или котлованах (рисунок 3.43 а, б). Корпус репера 3 изготавливают из отрезков прутковой, буровой, арматурной стали диаметром 25-30 мм или из толстостенных металлических труб. Длину репера рассчитывают с учетом размеров, приведенных на рисунке. К нижней части корпуса приваривают крестовину 4, а на верхнем торце высверливают на глубину 2-3 мм цилиндрическое глухое отверстие диаметром 2.0 мм – центр 1.

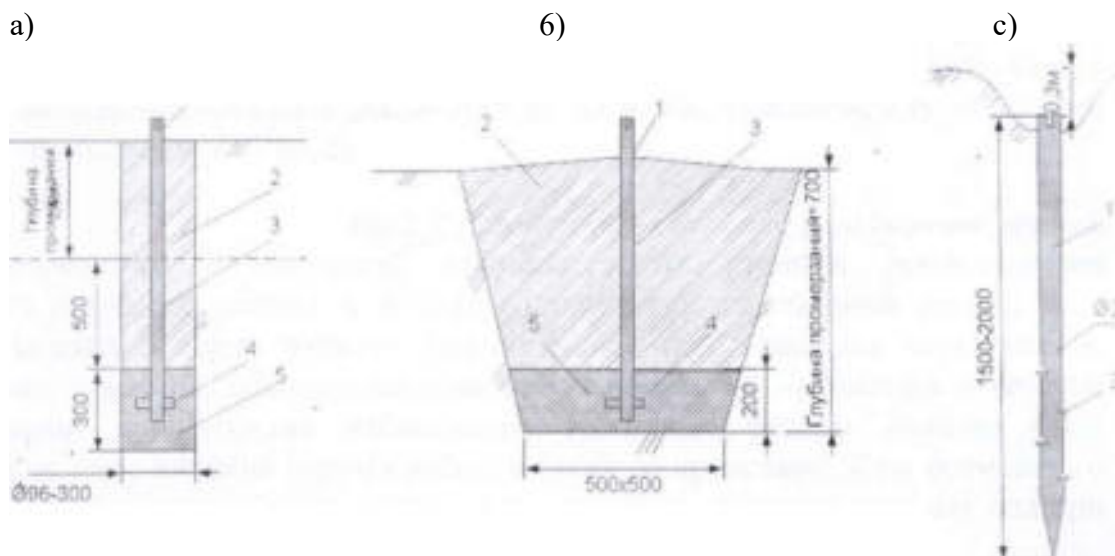


Рисунок 3.43 – Схематическое изображение конструкции реперов

На трубчатых корпусах предварительно (сваркой) закрепляют головку репера. Нижнюю часть скважины (котлована) 5 заполняют бетоном на высоту 200-300 мм. выше засыпают сыпучий материал 2.

В качестве рабочих и вспомогательных реперов можно использовать забивные реперы (рисунок 3.43 с), изготовленные из прутковой или буровой стали длиной 1.5-2.0 м. Для увеличения сцепления репера с грунтом нижняя часть корпуса 1 репера зазубривается 2.

Для контроля полученных значений необходимо заложить не менее двух профильных линий вкрест простирания и одну условия получения углов сдвижения на обоих концах каждой профильной линии, закладываемой, как правило, в главных сечениях мульды сдвижения вне зоны деформаций.

Расстояние между рабочими реперами зависит от их расположения на профильной линии. На каждой площадке (берме) уступа или яруса отвала следует закладывать не менее двух реперов – один вблизи бровки уступа, другой – у подошвы вышележащего уступа. Реперы закладываются так, чтобы была обеспечена безопасность наблюдателя при работе на этих реперах.



Рисунок 3.44 – Схематическое изображение расположения реперов

Расстояния между реперами, расположенными на земной поверхности, в зависимости от их удаления от верхней бровки борга карьера, принимаются следующие: на участке призмы возможного оползания (обрушения) – 5-10-15 м; с удалением от верхней бровки карьера – от 15 до 30 м. Расстояние между опорными реперами – не менее 20 м (рисунок 3.44).

Одновременно с закладкой наблюдательных станций рекомендуется закладывать исходные реперы, к которым привязываются опорные реперы всех линий. Исходных реперов должно быть не менее трех. Закладка этих реперов производится в местах, обеспечивающих неизменность их положения в течение всего времени производства наблюдений. Исходные реперы должны быть заложены вне зоны влияния горных работ, а также за пределами зоны возможного оседания земной поверхности под влиянием снижения уровня подземных вод при дренаже карьерного поля.

При определении мест закладки основных профильных линий по простиранию следует учесть, что положение главного сечения мульды сдвижения по простиранию в общем случае непостоянно и может измениться при увеличении глубины разработки, изменении угла падения рудного тела, геологического строения массива вмещающих пород, образовании провала на земной поверхности и других факторов.

Каждая профильная линия включает в себя опорные и рабочие реперы. Опорные реперы закладывают на концах профильных линий вне зоны сдвижения земной поверхности. На каждом конце профильной линии рекомендуется закладывать не менее двух опорных реперов. Рабочие реперы закладывают в пределах ожидаемой зоны сдвижения земной поверхности.

Кроме опорных и рабочих реперов должно быть выбрано не менее трех исходных реперов, от которых проверяют неподвижность опорных реперов по высоте. Для этой цели используют существующие пункты маркшейдерской опорной сети, расположенные вне зоны влияния горных работ.

Упрощенные маркшейдерские наблюдения за деформациями откосов на карьерах проводятся на участках, где глазомерным обследованием выявлены признаки формирующихся нарушений устойчивости откосов (оползней, обрушений и другие). Если деформации откоса развиваются интенсивно, проведение высокоточных измерений на постоянной наблюдательной станции не целесообразно. Закладывается временная наблюдательная станция упрощенного типа. В этом случае реперы представляют собой обычные деревянные колья или металлические стержни, забиваемые в грунт. При этом опорные реперы закладываются вне зоны заколов, а точность измерений – не ниже 1:200. Привязка опорных реперов производится после завершения наблюдений. Наблюдения выполняют силами маркшейдерского отдела или специальной группы по наблюдению за сдвижением. Закладку наблюдательных станций и наблюдения на них проводят на основании проекта наблюдений за сдвижением, составленного главным маркшейдером рудника с участием других технических служб или специализированной организации. Проект согласовывают с главным маркшейдером вышестоящей организации. Утверждает его технический руководитель организации,

который осуществляет общее руководство по выполнению работ, предусмотренных проектом, и оперативное решение вопросов, связанных с обеспечением нормального функционирования объектов. По мере накопления данных наблюдений за деформациями бортов карьеров и отвалов проекты наблюдательных станций и периоды наблюдений могут изменяться в соответствии с фактическими горно-геологическими условиями. При этом необходимо учитывать, что характер и параметры процесса сдвижения горных пород и земной поверхности существенно зависят от следующих горногеологических и горнотехнических факторов: структурных особенностей массива горных пород (слоистое или неслоистое строение, согласное или несогласное залегание рудных тел и вмещающих пород, тектоническая нарушено трещиноватость, мощность слоев пород, характер их контактов и так далее); формы, размеров и глубины залегания рудных тел, соотношения размеров выработанного пространства и глубины разработки; физико-механических свойств руды и вмещающих пород; углов падения рудных тел и вмещающих пород.

Использование инструментальных маркшейдерских наблюдений основывается на следующих положениях: возникновение оползней и обрушений откосов предшествуют длительно развивающиеся микродеформации (скрытые деформации) прибортовых массивов; отстройка бортов карьеров по предельному (проектному) контуру при существующих системах открытой разработки месторождений занимает значительный промежуток времени, вследствие чего период скрытой стадии деформирования бортов, предшествующий активной стадии, растянут во времени, что позволяет по результатам наблюдений судить о характере и степени опасности тех или иных деформаций; для правильной интерпретации характера деформаций бортов длительные инструментальные наблюдения следует совмещать, по возможности, с детальным изучением геологического строения отдельных участков месторождения и физико-механических свойств пород (в особенности деформационных свойств, в том числе предельных деформаций); на устойчивость бортов карьеров оказывают влияние многие факторы, часть из которых учитывается с большой погрешностью, определяющей необходимость введения при расчетах устойчивости значительных коэффициентов запаса. Материалы инструментальных наблюдений за деформацией бортов карьеров и отвалов дают возможность устанавливать углы наклона бортов и откосов отвалов, с меньшим коэффициентом запаса, позволяя дать количественную оценку деформации откоса, маркшейдерские инструментальные наблюдения, в комплексе с инженерно-геологическими и гидрогеологическими исследованиями, помогают выявить характер начавшейся деформации, что дает возможность сделать прогнозы относительно развития во времени и пространстве и наметить мероприятия по устранению причин, вызывающих развитие опасных деформаций.

При закладке наблюдательных станций учитывают: границы литологических разностей пород; степень и характер трещиноватости каждой

литологической разности; дизъюнктивные нарушения и тектонические трещины большого протяжения с указанием направления и угла их падения; характеристики сопротивления сдвигу (p и K); характеристики сопротивления сдвигу по поверхностям ослабления (p_1 и K') – по тектоническим трещинам, дизъюнктивным нарушениям, контактам между слоями или сланцеватости.

Результаты наблюдений следует систематически анализировать, обобщать как собственными силами, так и с привлечением специализированных организаций. Оперативно использовать полученные данные для решения различных вопросов сдвижения горных пород и охраны сооружений: разработки мер и определения условий безопасной выемки запасов руды.

Анализ данных маркшейдерских наблюдений о развитии осыпания откосов уступов сводится к установлению зависимости скорости осыпания от величины углов откосов уступов на отдельных участках бортов карьеров (с учетом литологического состава пород, их трещиноватости и критической прочности, положения откосов относительно сторон света и другие). На основании установленной, зависимости путем соответствующих технико-экономических расчетов определяются углы откосов уступов нерабочих бортов.

В случае обнаружения признаков сдвижения горных пород, работы в месте, где обнаружены признаки сдвижения пород, прекращаются и принимаются меры по обеспечению их устойчивости.

Основные противооползневые мероприятия.

Наличие мощной коры выветривания в бортах проектируемого карьера может явиться основным фактором зарождения оползневых подвижек.

Для определения причин деформаций уступов и бортов карьера, а также для разработки мероприятий по их прогнозированию и предотвращению необходимо в период строительства и эксплуатации карьера обеспечить непрерывное наблюдение за устойчивостью откосов карьера и отвалов. При выявлении ослабленных участков, склонных к деформациям в виде оползней, необходимо провести мероприятия, предотвращающие оползни:

- выполаживание откосов;
- дренаж прибортовой полосы и площадки уступов;
- пригрузка фильтрующих участков;
- обеспечить сток поверхностных вод;
- предотвратить увлажнение контактов;
- ликвидировать источники обводнения;
- регулирование поверхностного стока: возведение сооружений, перехватывающих поверхностные воды до их поступления – оборудование нагорной канавы [16].

3.9. Вскрытие месторождения

Учитывая характер пространственного распределения запасов руды в контуре карьера, а также принимаемую структуру комплексной механизации, проектом принимается вскрытие карьерного поля системой внутренних скользящих и петлевых съездов в пределах рабочей зоны карьера. По мере развития рабочей зоны карьера часть уступов устанавливается в предельное положение. В пределах нерабочей зоны карьера скользящие съезды обустраиваются как постоянные.

Система вскрытия карьера предусматривает наличие транспортных коммуникаций с двумя выездами для транспортировки руды на рудный склад и четырьмя выездами для транспортировки вскрыши на породные отвалы.

Система дорог внутри карьера спроектирована таким образом, что возможен сквозной проезд с севера на юг через весь карьер. Данная схема обеспечивает вариативность в распределении грузопотоков, снижает риски пропускной способности и опасных ситуаций.

Запроектированная система вскрытия предусматривает рассредоточение общего грузопотока на рудо- и породопотоки, что обеспечивает гибкость системы в целом и надежность транспортировки горной массы. Это позволяет обеспечить вскрытие всего горизонта карьера и подготовить необходимый норматив запасов для действующего карьера.

Нормативы запасов полезного ископаемого по степени готовности к выемке принимаются согласно «Нормам технологического проектирования горнорудных предприятий цветной металлургии с открытым способом разработки» ВНТП 35-86 [1]:

- вскрытых – 4,5 месяца;
- подготовленных – 2 месяца;
- готовых к выемке – 1 месяц.

Местоположение устья системы капитальных съездов выбиралось с учетом расположения на поверхности рудных складов и отвалов пород.

Параметры элементов трассы принимались в соответствии с нормами технологического проектирования и параметрами автосамосвалов:

- ширина съездов при двухполосном движении – 24 м, при однополосном движении – 16 м;
- продольный уклон съездов – 80-100 ‰;

Рисунок 3.45 –

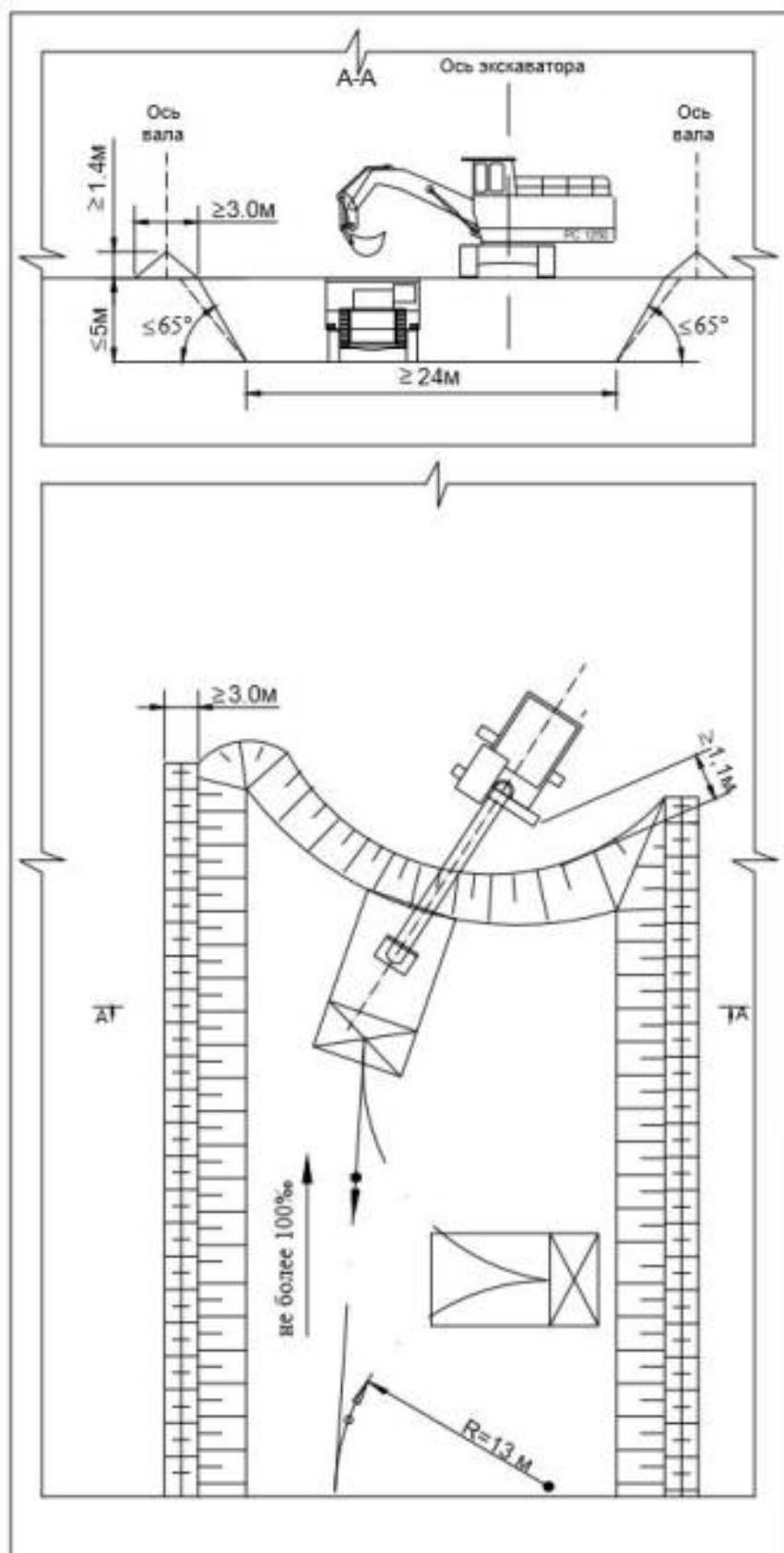


Рисунок 3.45а – Схема проходки траншеи (съезда) гидравлическим экскаватором KOMATSU PC 1250 (обратная лопата) с нижним черпанием и погрузкой с верхней площадки в автосамосвалы на уровне подошвы траншеи

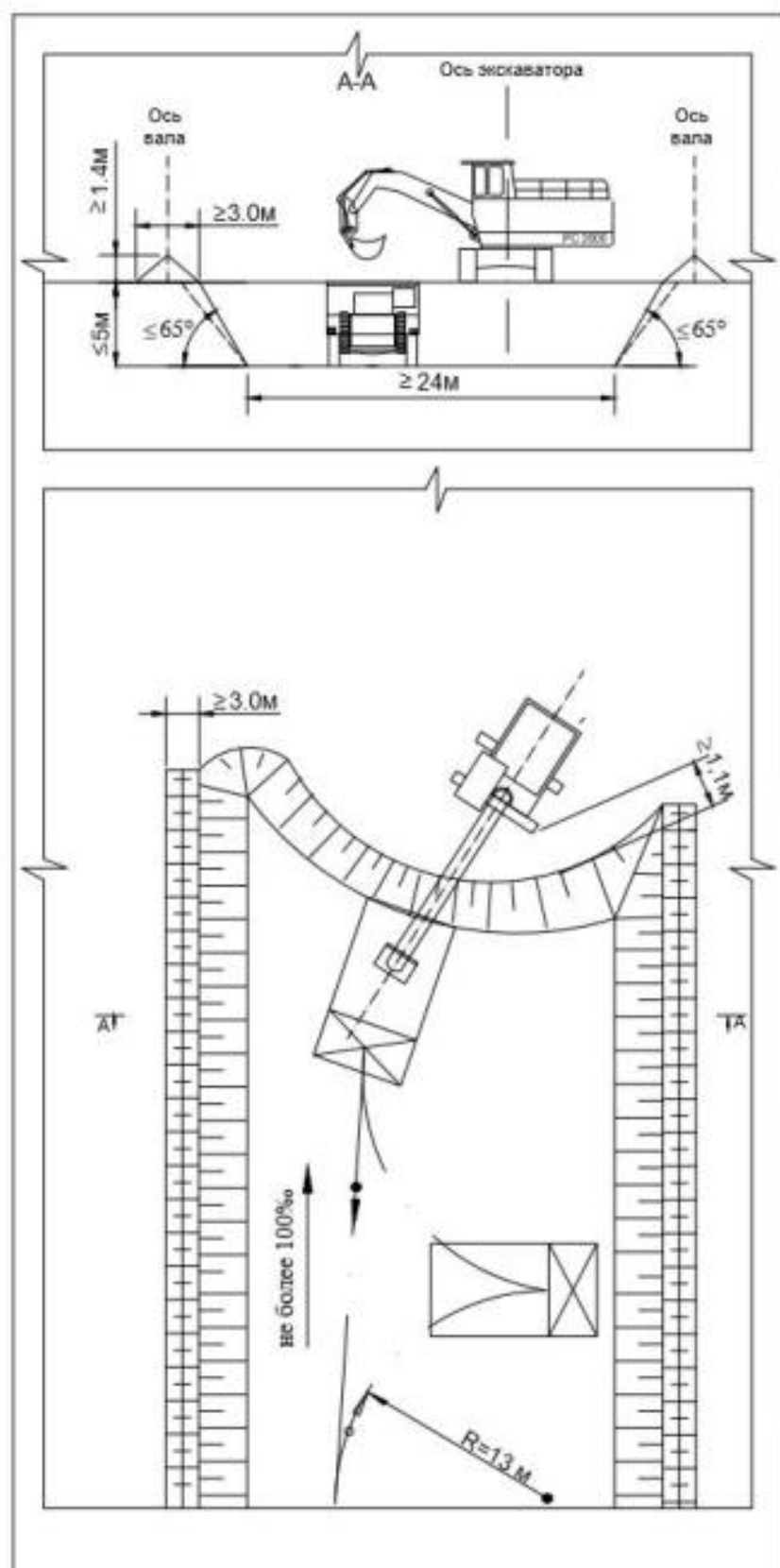


Рисунок 3.45б – Схема проходки траншеи (съезда) гидравлическим экскаватором KOMATSU PC 2000 обратная лопата (либо аналогичных по техническим характеристикам экскаваторов, допущенных к эксплуатации на территории РК, в т.ч. HITACHI EX1900) с нижним черпанием и погрузкой с верхней площадки в автосамосвалы на уровне подошвы траншеи

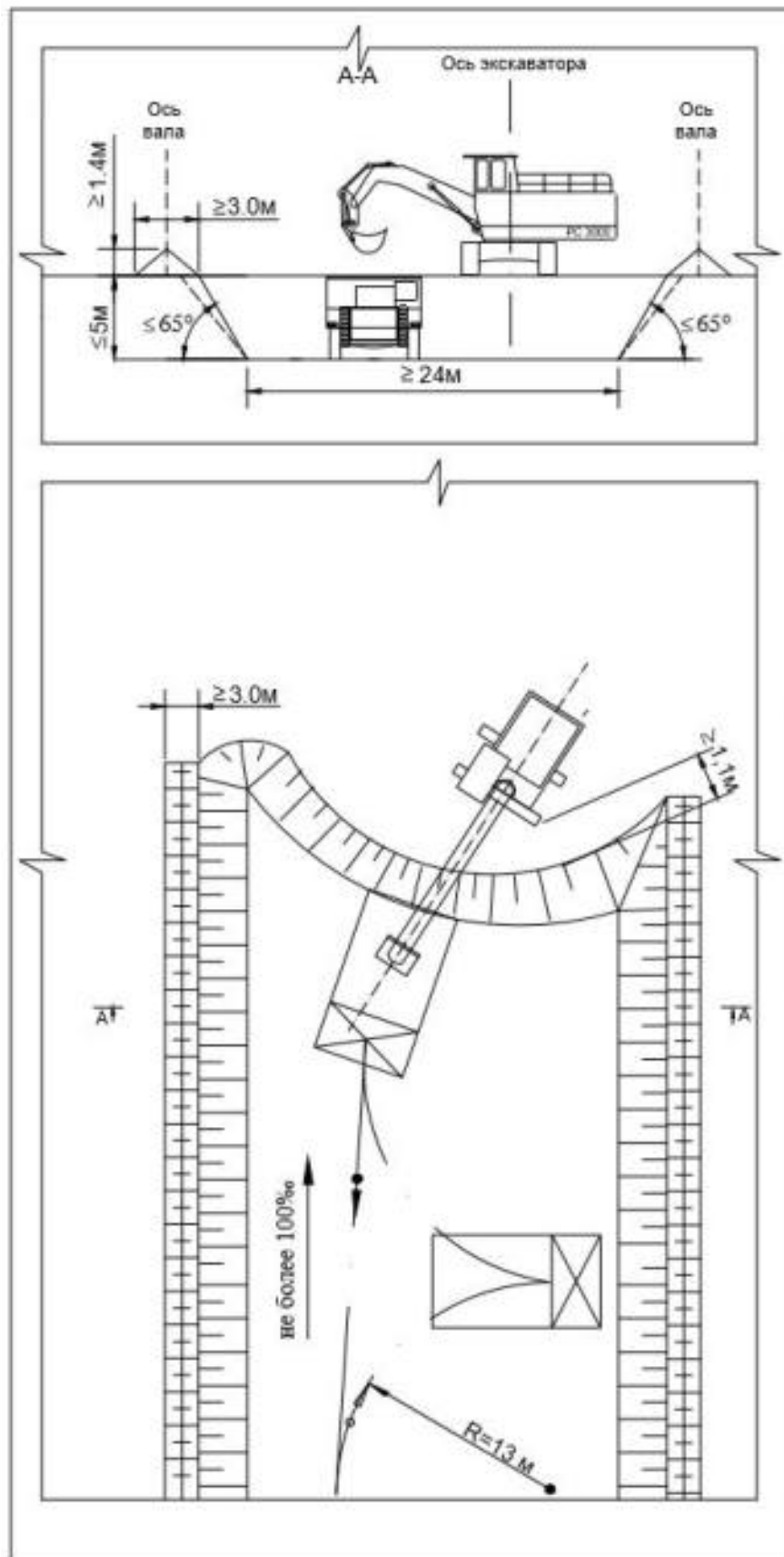


Рисунок 3.45в – Схема проходки траншеи (съезда) гидравлическим экскаватором KOMATSU PC 3000 (обратная лопата) с нижним черпанием и погрузкой с верхней площадки в автосамосвалы на уровне подошвы траншеи

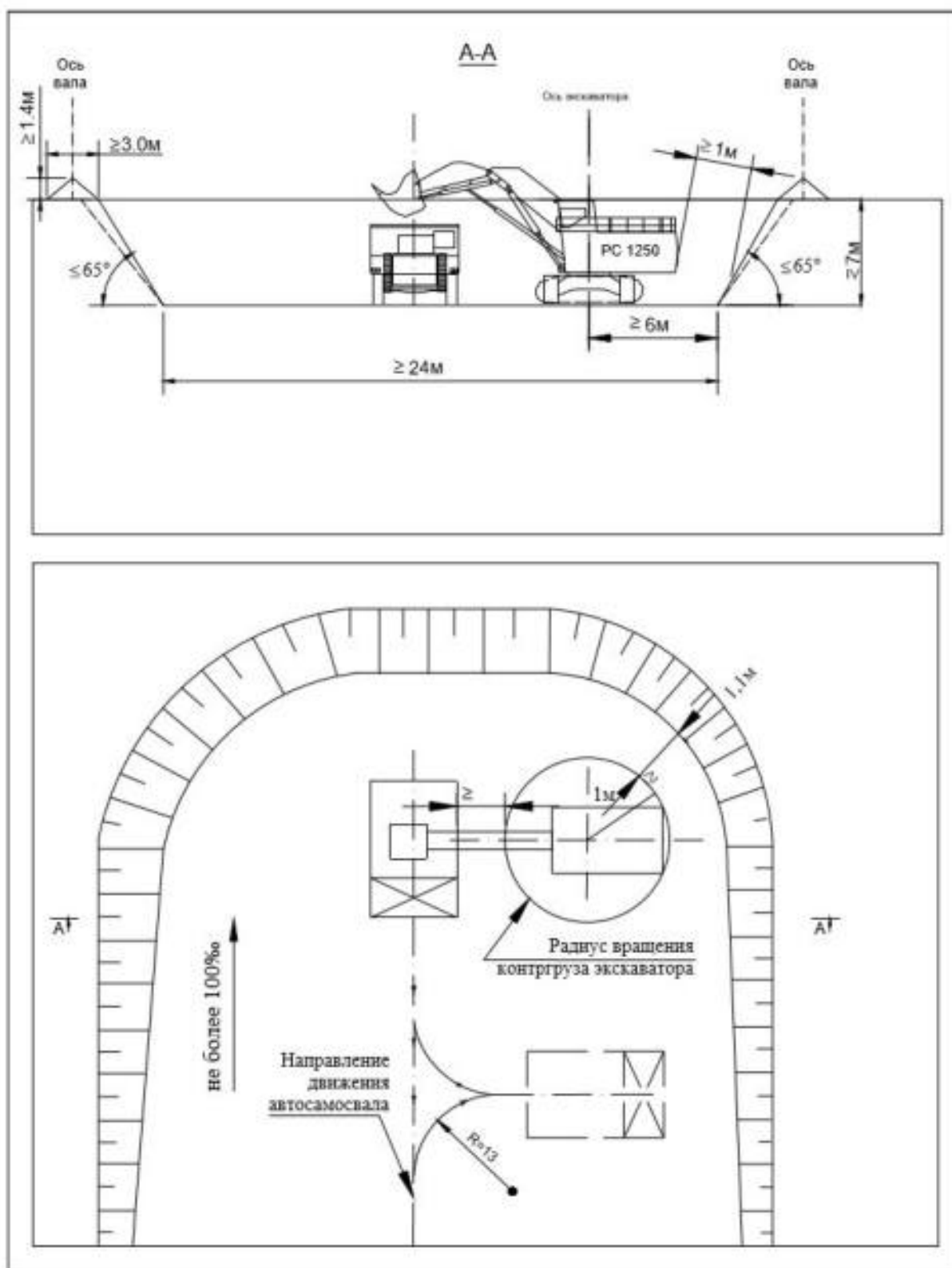


Рисунок 3.45г – Схема проходки траншеи (съезда) гидравлическим экскаватором KOMATSU PC 1250 (прямая лопата) и погрузкой в автосамосвалы на уровне подошвы траншеи

Для проходки съездов принимается оборудование, которое будет использоваться во время эксплуатации карьеров. Проектом принимается проведение съездов сплошным забоем гидравлическим экскаватором обратная механическая лопата с нижним черпанием, гидравлическим экскаватором с прямой лопатой и погрузкой в автосамосвалы на уровне подошвы траншеи (рисунок 3.31а, 3.31б, 3.31в, 3.31г).

Минимальная ширина основания траншеи (съезда) при тупиковой схеме подачи автосамосвалов под погрузку принимается равной ширине минимальной рабочей площадки ЭГ РС 1250, РС 2000 и РС 3000 обратная лопата (расчет минимальной ширины рабочей площадки приведен в разделе “Система разработки”).

Ширину основания съезда принимаем равную 24 м.

Для проходки съездов при вскрытии нижних горизонтов, где предусмотрено однополосное движение, принимается экскаватор – обратная гидравлическая лопата с нижним черпанием и погрузкой в автосамосвалы на уровне стояния. (рисунок 3.32). При проходке однополосного съезда, движение по данному съезду запрещается, начало съезда огораживается предохранительным валом. Машинист экскаватора и водитель автосамосвала должны вести работы в соответствии с паспортом и инструкциями по ПБ и ОТ. Мероприятия по организации движения автосамосвалов по однополосному съезду описаны в пункте 8.1. Внутрикарьерные дороги (стр. 208).

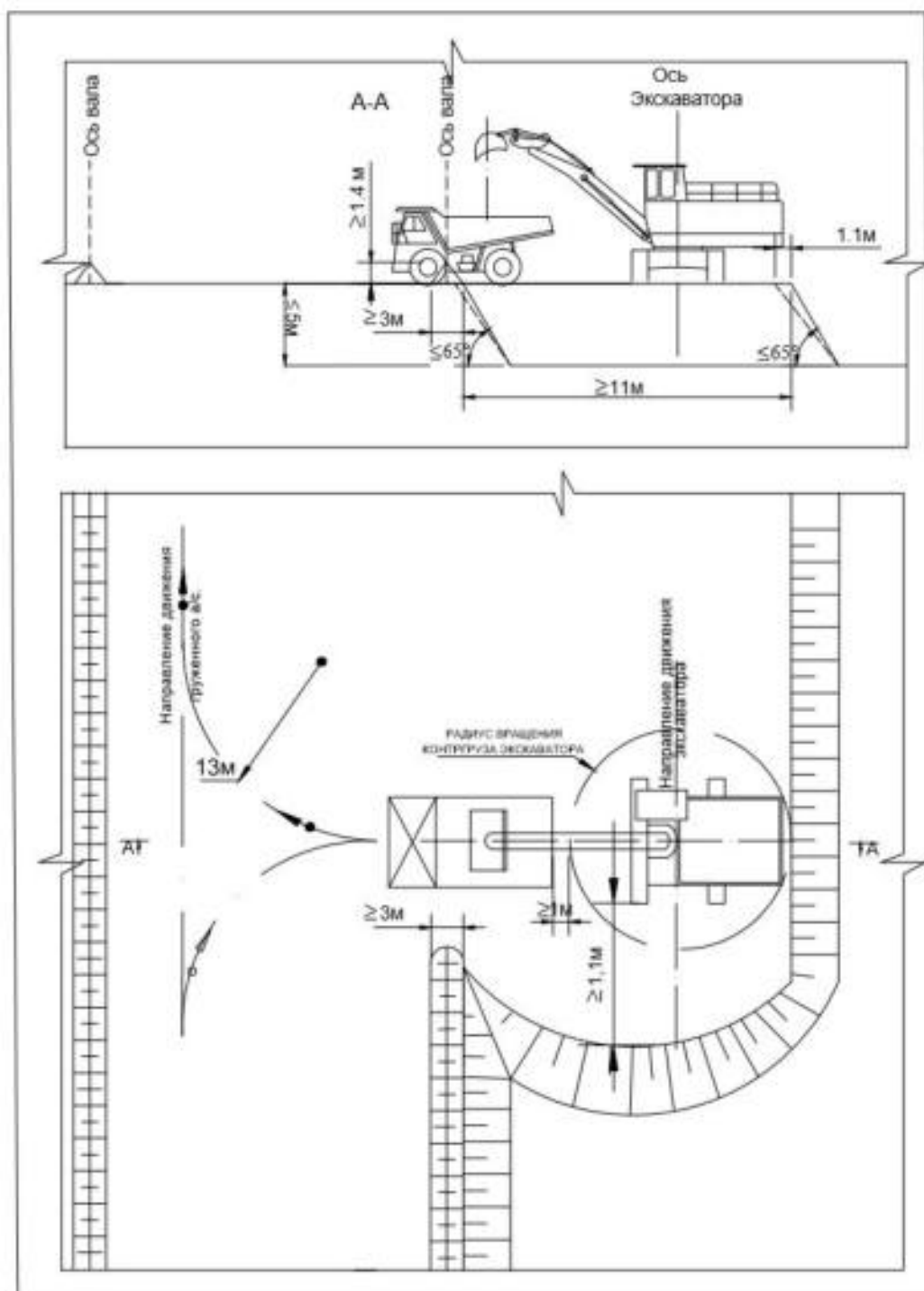


Рисунок 3.46 – Схема проходки траншеи (сезда) гидравлическим экскаватором KOMATSU PC 1250 (обратная лопата) с нижним черпанием и погрузкой в автосамосвалы на уровне стояния экскаватора

3.10. Система разработки

Система разработки принята нисходящая уступная, горизонтальными слоями, с транспортированием вскрышных пород автотранспортом во внешние отвалы, расположенные вблизи бортов карьера, а также во внутренний отвал, расположенный в северной и центральной части карьера.

Бестранспортные вскрышные работы производятся, как правило, на флангах карьеров, при необходимости, с кратной переэкскавацией в целях проходки капитальных разрезных траншей и обеспечения доступа экскаваторному, транспортному и буровому оборудованию к более глубоким горизонтам карьеров. В производстве бестранспортной вскрыши задействован шагающий экскаватор ЭШ-10/70 (10/50). Высота уступа колеблется от 5 до 20 метров, угол откоса рабочего борта может колебаться в значительных пределах от 16° до 65° . Данные находятся в прямой зависимости от устойчивости и физико-механических свойств пород, слагающих уступ, и их обводнённости.

Транспортные вскрышные работы ведутся экскаваторами и погрузчиками всех типов. При производстве скальной вскрыши ведётся её предварительное рыхление взрывом в соответствии с Типовым проектом производства буровзрывных работ на месторождении.

Руда доставляется автотранспортом на рудный склад. Разработка карьера осуществляется продольными заходками.

Элементы системы разработки имеют следующие параметры:

1. Высота уступа.

Высота уступа определяется исходя из:

- физико-механических свойств пород;
- структуры выемочного блока и размеров рудного тела;
- проектной величины потерь и разубоживания;
- типа и параметров гидравлических экскаватора;
- выбора технологической схемы погрузки автосамосвалов.

Учитывая эти факторы, а также требования Раздела 3 подраздела 2 п.1718 Правил обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные работы и геологоразведочные работы, [5] принимается высота рабочих уступов по руде и породе 5 м и 10 м.

При разработке пород с применением буровзрывных работ допускается увеличение высоты уступа, при этом высота забоя должна быть не более максимальной высоты черпания экскаватора. Принятая высота добычных и вскрышных уступов удовлетворяет требованиям Правил обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные работы и геологоразведочные работы, так как принятая высота уступов не превышает максимальной глубины выемки (копания), которая для экскаваторов KOMATSU PC 1250 и PC 2000 (либо аналогичных по техническим характеристикам экскаваторов, допущенных к эксплуатации на территории РК, в т.ч. HITACHI EX1900) составляет 7,0 м, а для экскаваторов PC 3000 (либо аналогичных по техническим характеристикам экскаваторов, допущенных к эксплуатации на территории РК, в т.ч. HITACHI EX2600), высота/глубина черпания составляет 15 м, т.е. выполняет условия $H_y \leq H_{k.max}$,

2. Минимальная ширина рабочей площадки при погрузке в автосамосвалы определена по формуле:

$$\text{Шрп} = A + C_1 + C_2 + b_n, \text{ м}$$

где A – ширина заходки по целику;

C_1 – расстояние от нижней бровки уступа до оси автомобильной дороги;

C_2 – расстояние от оси автомобильной дороги до линии возможного обрушения;

$$b_n = A + b_{\text{пв}}$$

где $b_{\text{пв}}$ – ширина предохранительного вала по основанию – принимается не менее 3-х метров;

A – ширина основания призмы возможного обрушения определена как для рыхлых, так и для скальных пород по формуле:

“Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. г. Ленинград. ВНИМИ, 1972 г.”

$$A = \frac{2H(1 - \text{ctga} * \text{tg}(\frac{a+p}{2})) - 2H_{90}}{\text{ctg}\varepsilon + \text{tg}(\frac{a+p}{2})}$$

Суглинок (рыхлые породы)

$$A = \frac{2 * 10 * \left(1 - 0.466 * \text{tg}\left(\frac{65 + 23}{2}\right)\right) - 2 * 4.3}{1.401 + \text{tg}\left(\frac{65 + 23}{2}\right)} = 1.01 \text{ округляем до } 1.1 \text{ м}$$

Сланцы (скальные породы)

$$A = \frac{2 * 10 * \left(1 - 0.466 * \text{tg}\left(\frac{65 + 33}{2}\right)\right) - 2 * 6.6}{1.664 + \text{tg}\left(\frac{65 + 33}{2}\right)} = -1.4 \text{ м}$$

Для дальнейших расчетов принимается наибольшее значение ширины основания призмы возможного обрушения.

H – высота уступа 10 м (для рыхлых и для скальных пород)

a – угол рабочего уступа 65° (для рыхлых и для скальных пород)

p – угол внутреннего трения:

Суглинок (рыхлые породы) – 23°

Сланцы (скальные породы) – 33°

H_{90} – глубина площадки скольжения м, находится по формуле:

$$\frac{2 * k}{\gamma} * \text{ctg}\varepsilon$$

$$\begin{aligned}\text{рыхлые породы} &= 2 \times 2.9 / 1.9 \times 1.401 = 4.3 \text{ м} \\ \text{скальные породы} &= 2 \times 5.2 / 2.6 \times 1.664 = 6.6 \text{ м}\end{aligned}$$

где γ – объемный вес породы:

$$\begin{aligned}\text{Суглинок (рыхлые породы)} &- 1.9 \text{ г/см}^3 \\ \text{Сланцы (скальные породы)} &- 2.6 \text{ г/см}^3\end{aligned}$$

k – коэффициент сцепления в массиве с учетом коэффициента запаса устойчивости, находится по формуле:

$$kn / n$$

$$\begin{aligned}\text{рыхлые породы} &= 0.35 / 1.2 = 0.29 \text{ кг/см}^2 = 2.9 \text{ т/м}^2 \\ \text{скальные породы} &= 0.63 / 1.2 = 0.52 \text{ кг/см}^2 = 5.2 \text{ т/м}^2\end{aligned}$$

n – коэффициент запаса устойчивости, принят 1.2

kn – коэффициент сцепления в массиве, находится по формуле:

$$k_c \times \lambda$$

$$\begin{aligned}\text{рыхлые породы} &= 0.5 \times 0.7 = 0.35 \text{ кг/см}^2 \\ \text{скальные породы} &= 0.9 \times 0.7 = 0.63 \text{ кг/см}^2\end{aligned}$$

k_c – коэффициент сцепления пород:

$$\begin{aligned}\text{Суглинок (рыхлые породы)} &- 0.5 \text{ кг/см}^2 \\ \text{Сланцы (скальные породы)} &- 0.9 \text{ кг/см}^2\end{aligned}$$

λ – коэффициент структурного ослабления массива. Значения находятся в пределах 0.5-0.8, для расчета принят коэффициент равный 0.7.

$$\text{ctg} \varepsilon = 45 - (P_n / 2)$$

$$\begin{aligned}\text{рыхлые породы} &= 45 - (19/2) = 35.5^\circ = \text{ctg} \varepsilon = 1.401 \\ \text{скальные породы} &= 45 - (28/2) = 31^\circ = \text{ctg} \varepsilon = 1.664\end{aligned}$$

$$P_n = \text{tg} p / n$$

$$\begin{aligned}\text{рыхлые породы} &= \text{tg} 23 / 1.2 = 0.424 / 1.2 = 0.35; \quad P_n = 19^\circ \\ \text{скальные породы} &= \text{tg} 33 / 1.2 = 0.649 / 1.2 = 0.54; \quad P_n = 28^\circ\end{aligned}$$

При ширине основания призмы возможного обрушения равной 1 метр и ширине основания вала не менее 3-х метров – вертикальная ось, проведенная через вершину породного вала, располагается вне призмы обрушения, что соответствует правилам ОПБ для ОПО ведущих горные и геологоразведочные работы.

Значение b_n принимается не менее 3-х метров.

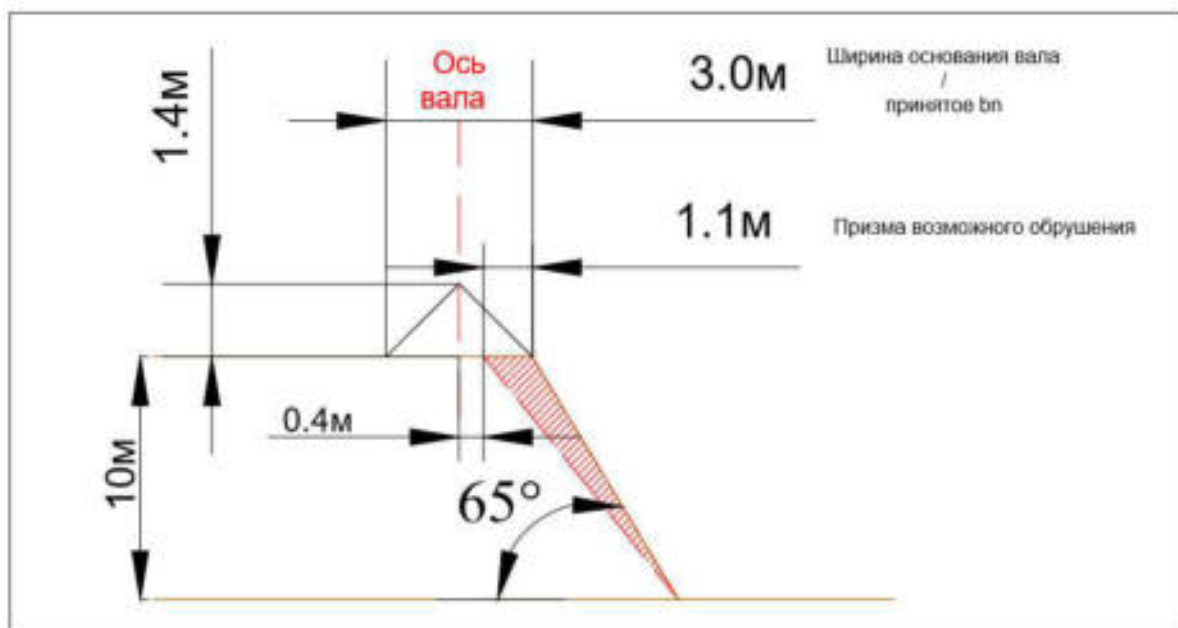


Рисунок 3.47 – Призма возможного обрушения

Значение b_n для уступа/подступа высотой 5 метров принимается равной рассчитанному и приведенному выше значению b_n для уступа высотой 10 метров, т.е. принимается максимальное значение.

Ширина заходки гидравлических экскаваторов определяется по формуле:

$$A = 1,7Lx, \text{ м}$$

где L – длина гусеничной тележки, через которую учитываются конструктивные параметры экскаватора и ширина предохранительной площадки между гусеницами и откосом уступа.

Минимальная ширина рабочей площадки для уступа/подступа высотой 5 метров:

$$\text{Шрп} = 11 + 5 + 5 + 3 = 24 \text{ м}$$

Минимальная ширина рабочей площадки для уступа высотой 10 метров:

$$\text{Шрп} = 17 + 5 + 5 + 3 = 30 \text{ м}$$

Проектом принимается минимальная ширина рабочей площадки 24/30 м согласно применяемого типа оборудования.

Результаты расчётов минимальной ширины рабочей площадки приведён в таблице 3.9.

Таблица 3.9 – Расчет минимальной ширины рабочей площадки

№ п/п	Показатели	Ед. изм.	Параметры показателей для экскаватора	
			РС 1250 прямая лопата / обратная лопата	РС 3000 прямая лопата / обратная лопата (либо аналогичных по техническим характеристикам экскаваторов, допущенных к эксплуатации на территории РК, в т.ч. HITACHI EX2600, с емкостью ковша 12 ÷ 15 м ³)
1	2	3	4	5
1	Угол откоса рабочего уступа	град	65	65
2	Угол естественного откоса пород уступа	град	35	35
3	Длина гусеничной тележки	м	6,34	7,70
4	Ширина заходки экскаватора по целику	м	10,8	16,2/10,8
5	Расстояние от нижней бровки уступа до оси автомобильной дороги	м	5	5
6	Расстояние от оси автомобильной дороги до линии возможного обрушения (нижней бровки предохранительного вала)	м	5	5
7	Ширина основания призмы возможного обрушения + ширина предохранительного вала по основанию	м	3,0	3,0
8	Минимальная ширина рабочей площадки	м	24/24	30/24

Ниже приведены схемы к определению ширины рабочей площадки экскаваторов: KOMATSU PC 1250 (либо аналогичных по техническим характеристикам экскаваторов, допущенных к эксплуатации на территории РК), KOMATSU PC 2000 (либо аналогичных по техническим характеристикам экскаваторов, допущенных к эксплуатации на территории РК, в т.ч. HITACHI EX1900), KOMATSU PC 3000 (либо аналогичных по техническим

характеристикам экскаваторов, допущенных к эксплуатации на территории РК, в т.ч. EX2600), ЭШ-10/70 (10/50).

Рисунок 3.48 –

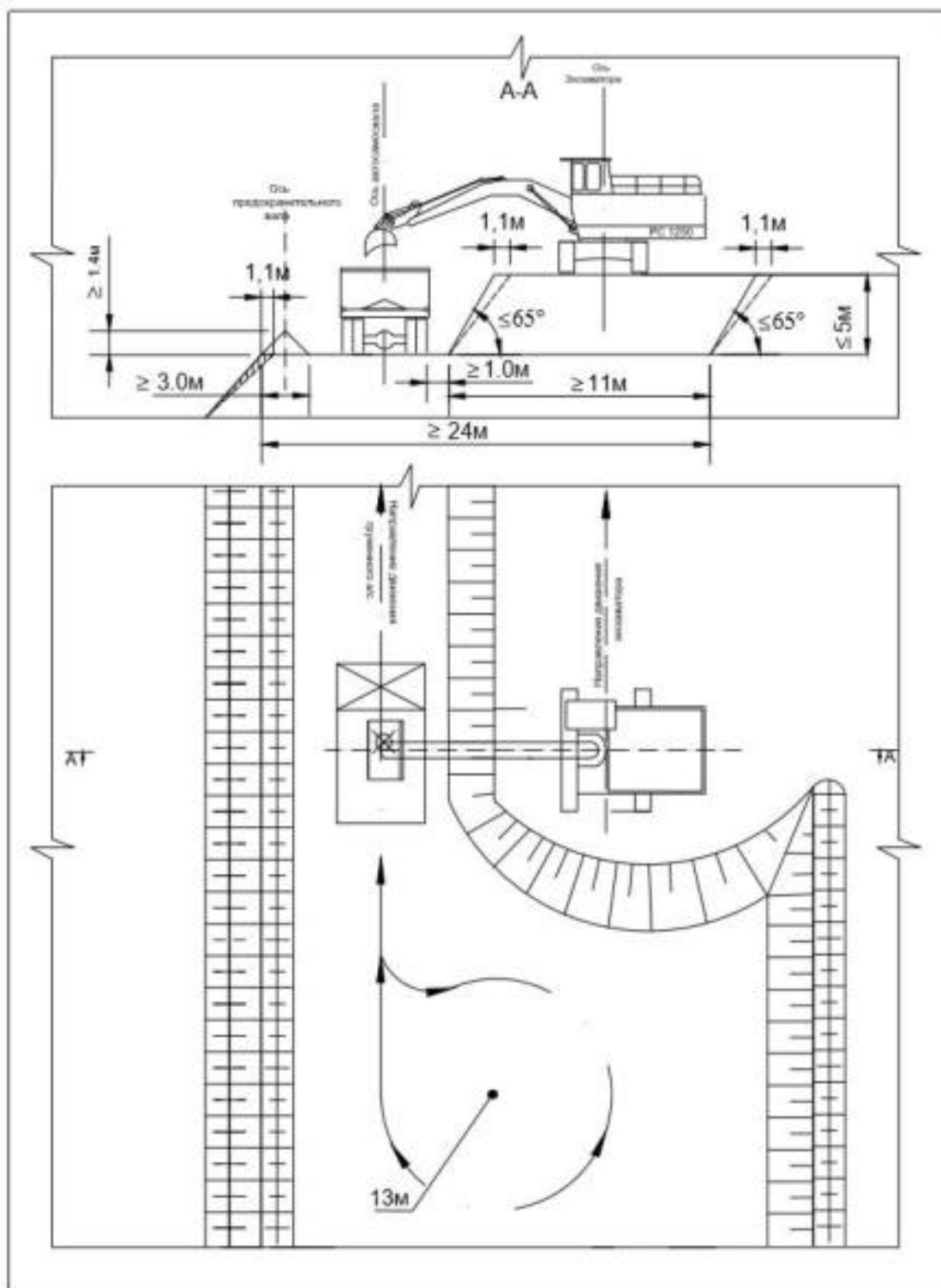


Рисунок 3.48а – Схема определения ширины рабочей площадки экскаватора KOMATSU PC 1250 (обратная лопата), либо аналогичных по техническим характеристикам экскаваторов, допущенных к эксплуатации на территории РК.

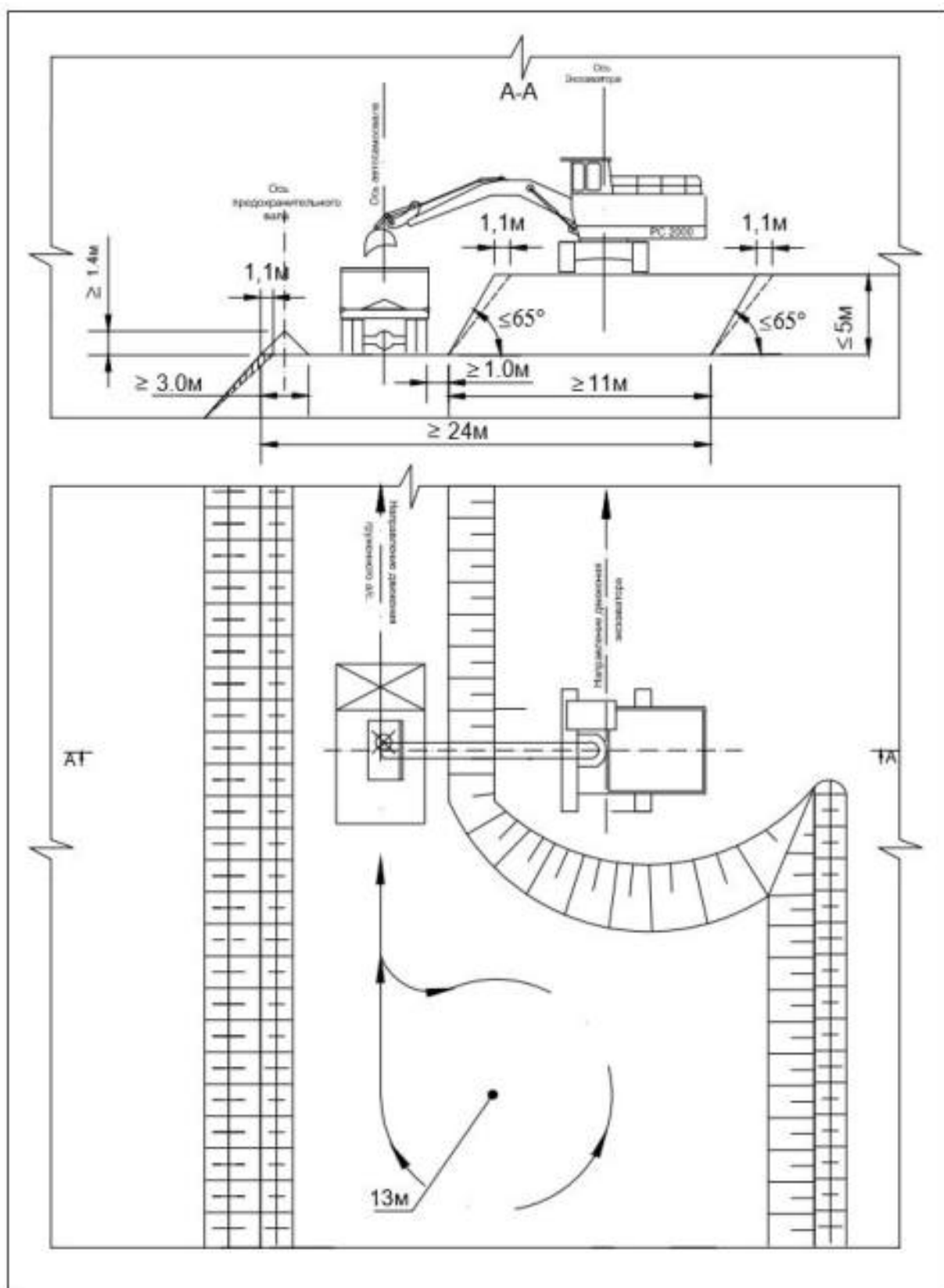


Рисунок 3.48б – Схема определения ширины рабочей площадки экскаватора KOMATSU PC 2000 (обратная лопата)

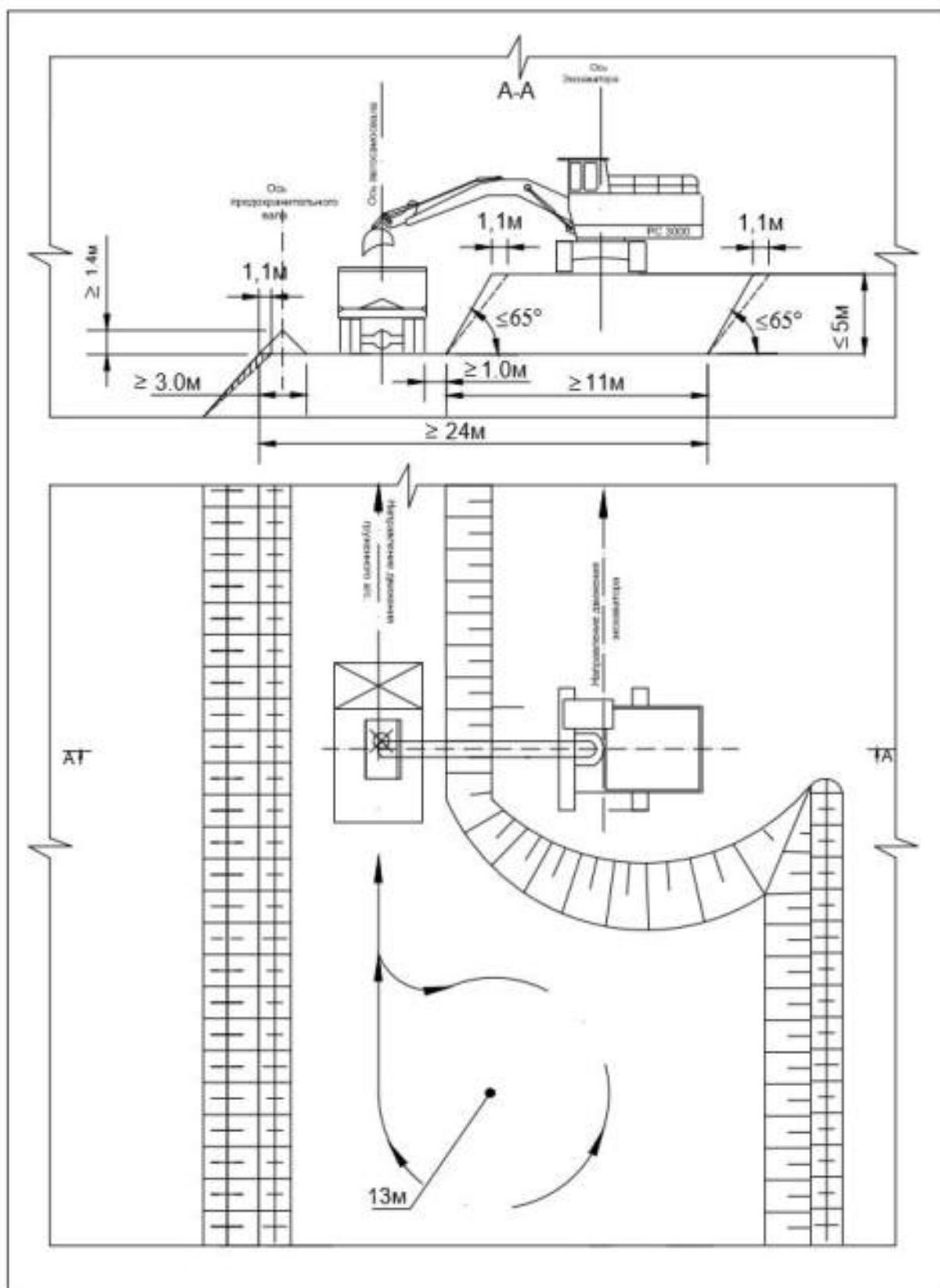


Рисунок 3.48в – Схема определения ширины рабочей площадки экскаватора KOMATSU PC 3000 (обратная лопата)

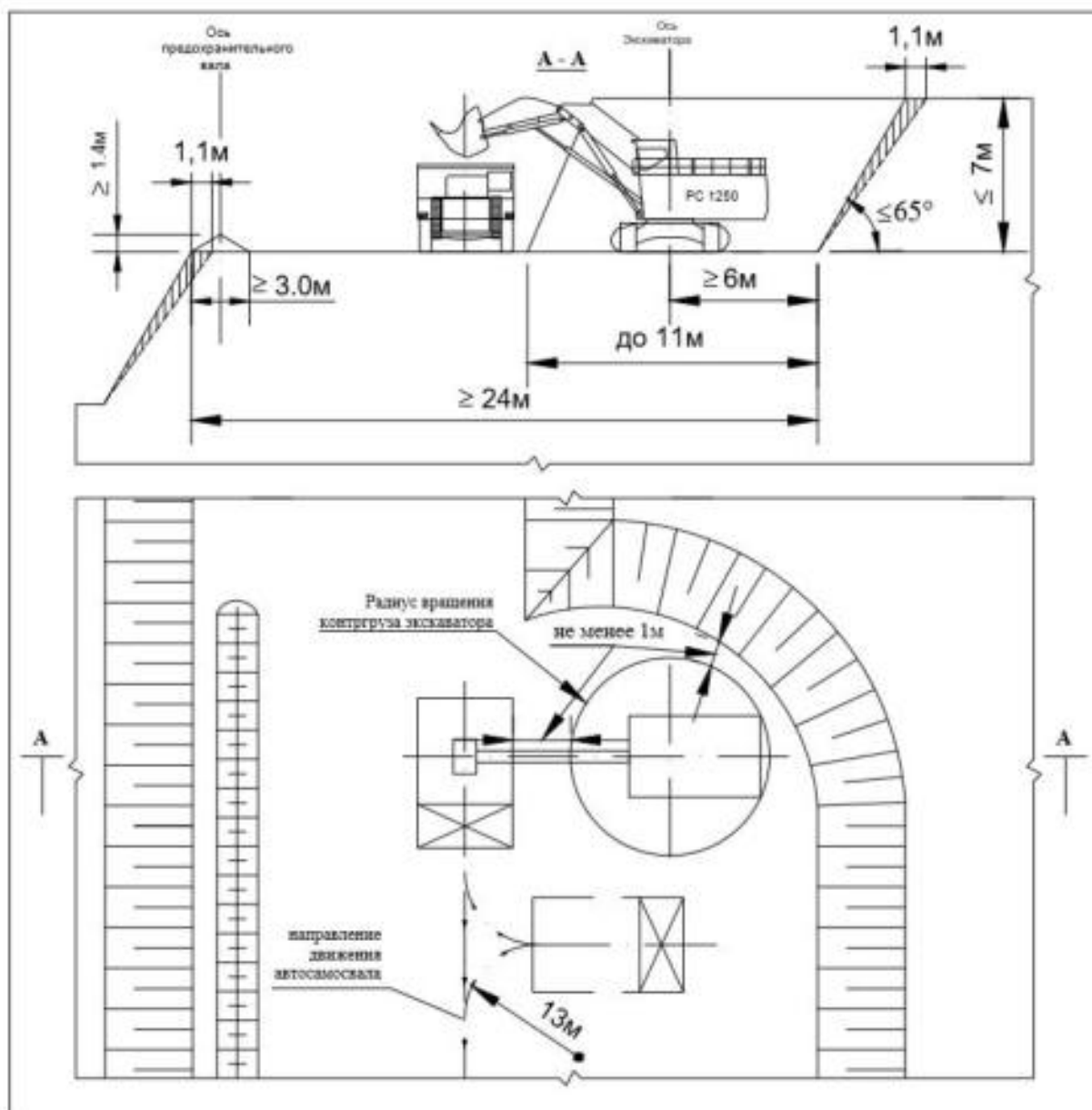


Рисунок 3.48г – Схема определения ширины рабочей площадки экскаватора KOMATSU PC 1250 (прямая лопата)

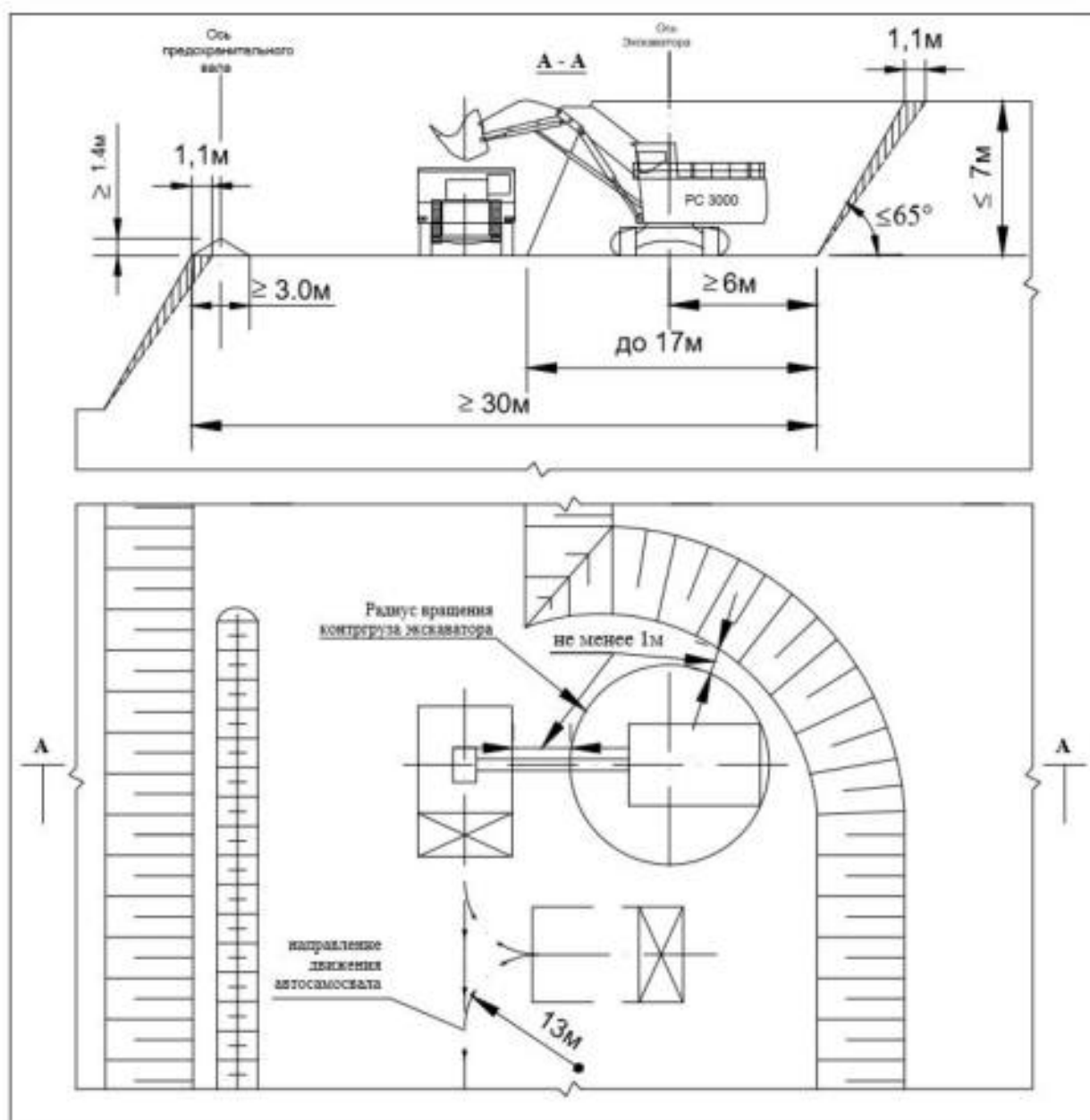


Рисунок 3.48д – Схема определения ширины рабочей площадки экскаватора KOMATSU PC 3000 (прямая лопата, либо аналогичных по техническим характеристикам экскаваторов, допущенных к эксплуатации на территории РК, в т.ч. HITACHI EX2600).

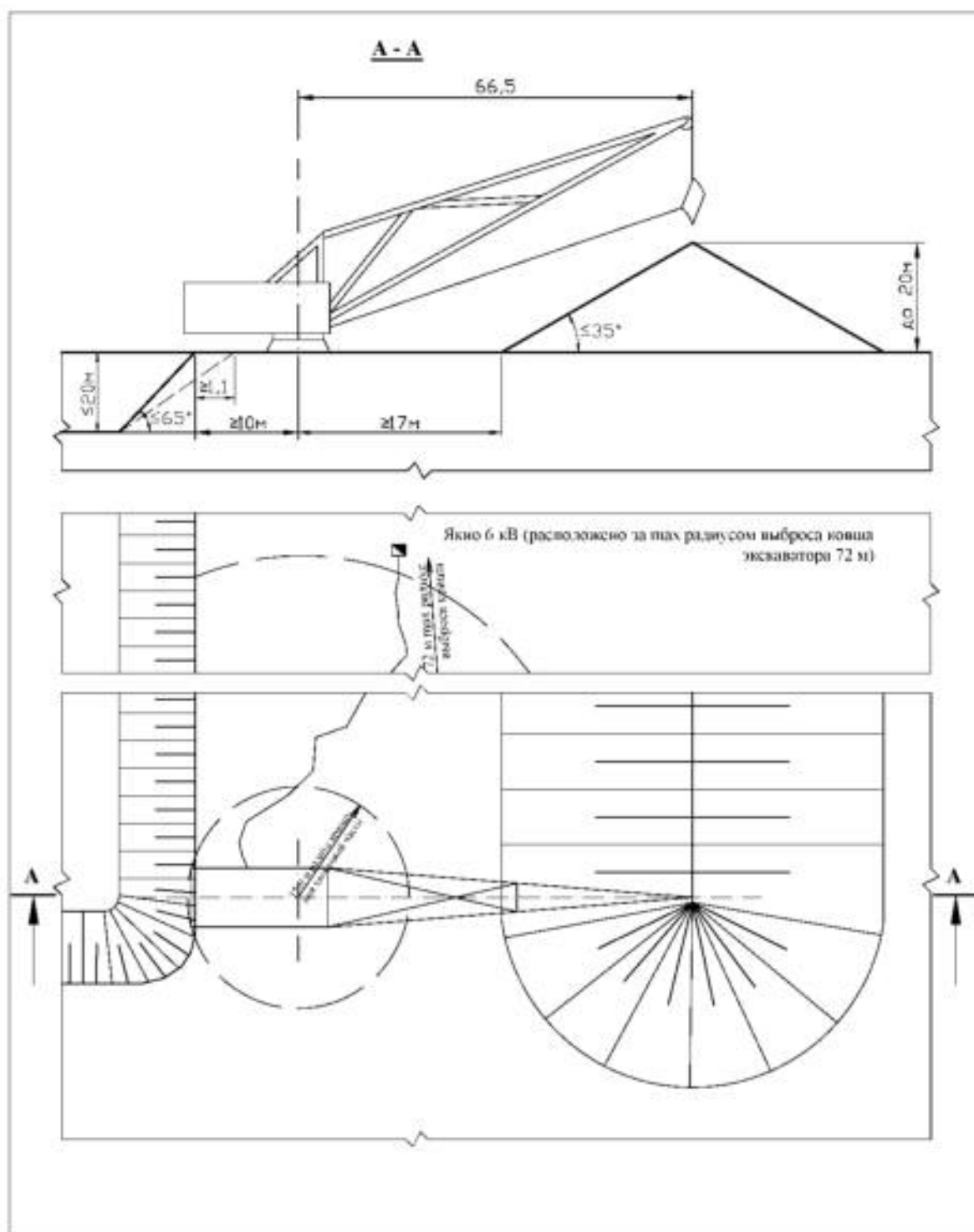


Рисунок 3.48ж – Схема определения ширины рабочей площадки экскаватора ЭШ-10/70 при перезакавке горной массы из забоя в навал

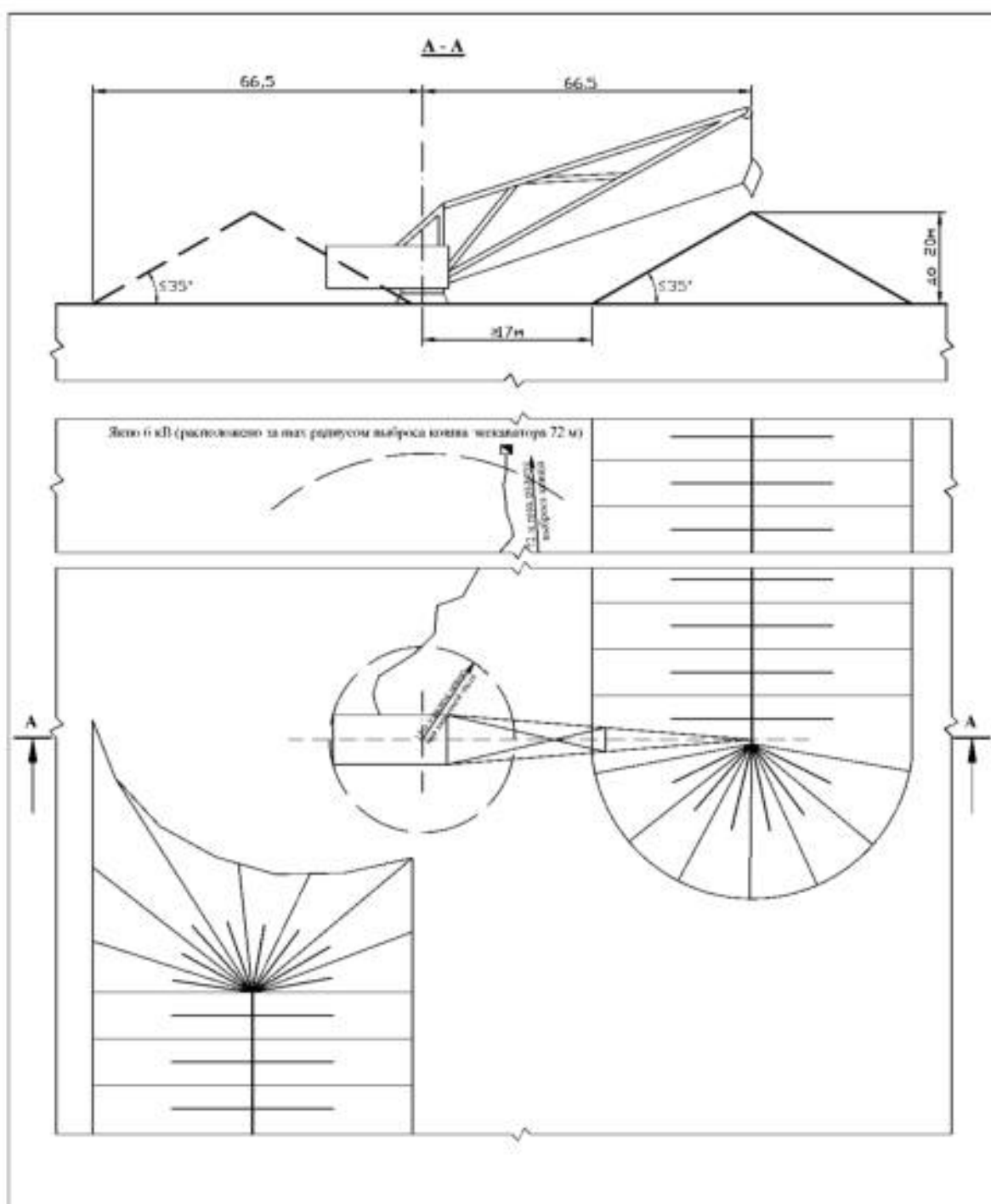


Рисунок 3.48з – Схема определения ширины рабочей площадки экскаватора ЭШ-10/70 при переэкскавации горной массы из навала в навал

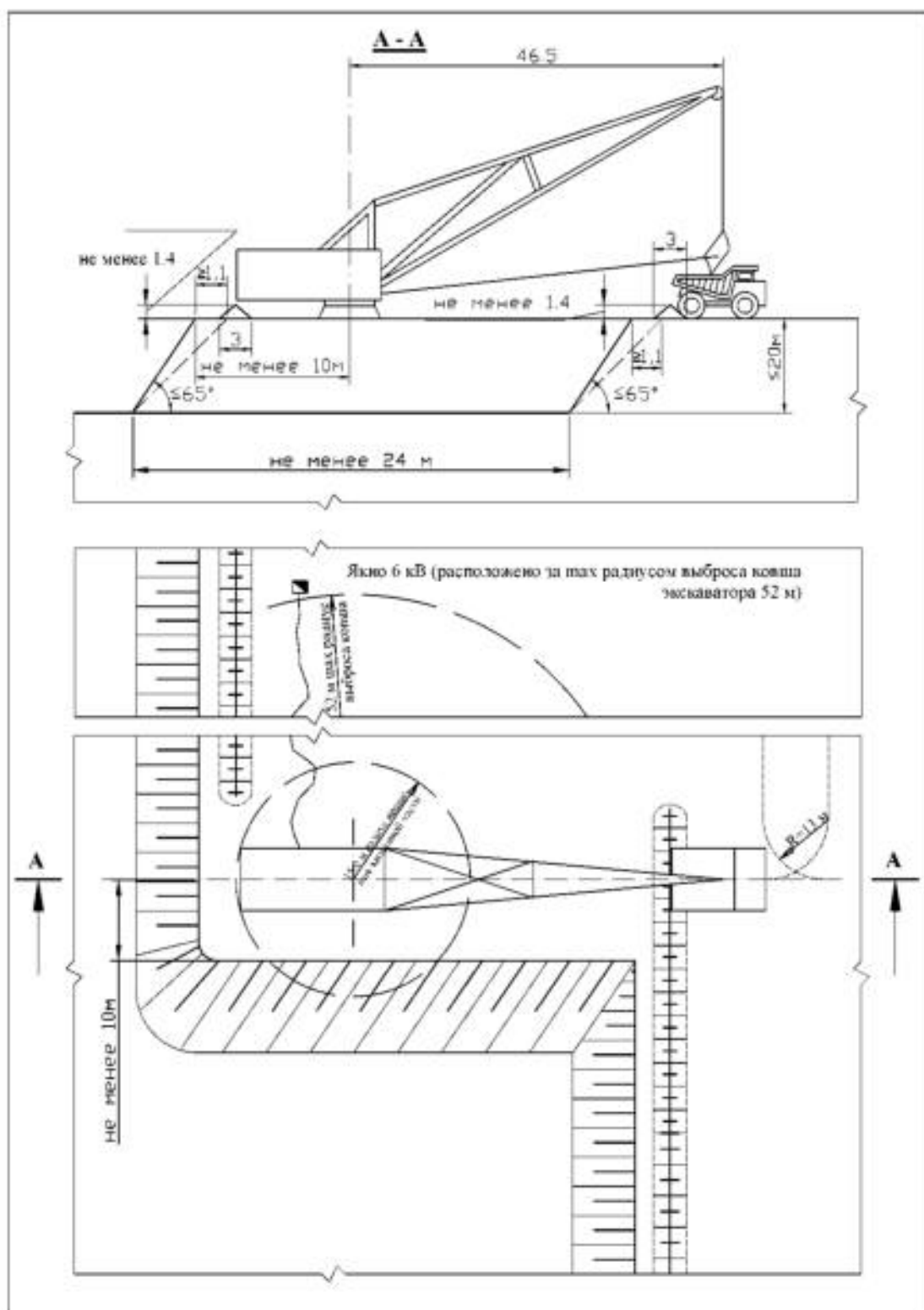


Рисунок 3.48и – Схема определения ширины рабочей площадки экскаватора ЭШ-10/50 с погрузкой горной массы в автосамосвалы на уровне стояния экскаватора

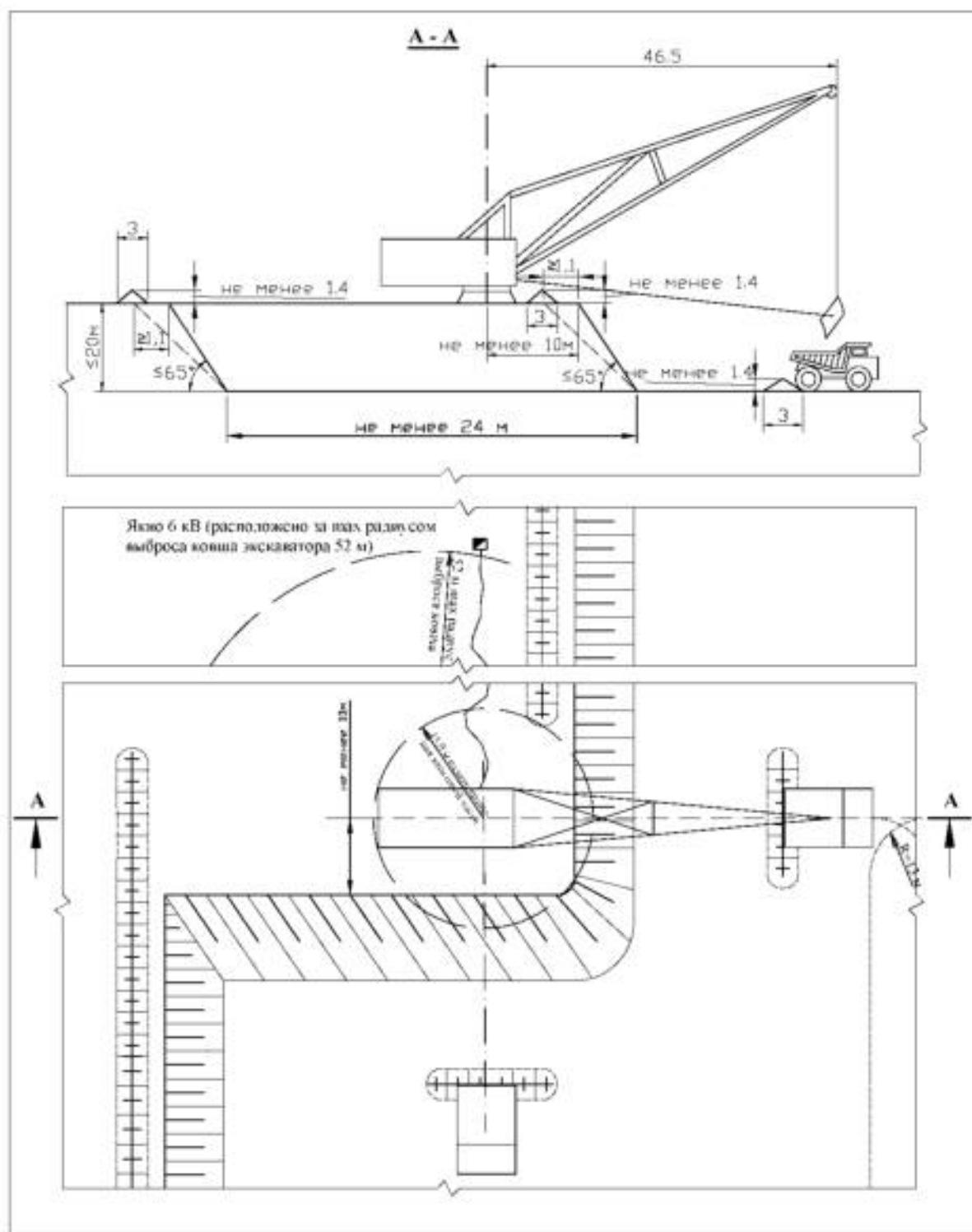


Рисунок 3.48к – Схема определения ширины рабочей площадки экскаватора ЭШ-10/50 с погрузкой горной массы в автосамосвалы ниже уровня стояния экскаватора

Технология постановки уступов в конечное положение.

При формировании устойчивых откосов уступов на предельном контуре карьера на рыхлых и скальных породах с целью обеспечения безопасного ведения горных и транспортных работ учитываются горно-, инженерно-, и гидро-геологические, горнотехнические условия разработки.

Формирование откосов уступов на горизонтах с рыхлыми породами производится без буровзрывных работ экскаваторами ЭШ-10/70 (10/50), РС 1250 (либо аналогичных по техническим характеристикам экскаваторах, допущенных к эксплуатации на территории РК), РС 2000 и РС 3000 с обратной лопатой. Высота уступа на предельном контуре карьера на горизонте дневная поверхность/+250 м составляет 10-15 м (два-три сдвоенных подступа по 5 м, при РС 1250 (либо аналогичных по техническим характеристикам экскаваторах, допущенных к эксплуатации на территории РК), РС 2000, РС 3000 (либо аналогичных по техническим характеристикам экскаваторах, допущенных к эксплуатации на территории РК, в т.ч. HITACHI EX1900, HITACHI EX2600, угол погашения 30 градусов. Высота уступа на предельном контуре карьера на горизонте +250/+230 м составляет 20 м (четыре сдвоенных подступа по 5 м, при РС 1250 (либо аналогичных по техническим характеристикам экскаваторах, допущенных к эксплуатации на территории РК), РС 2000, РС 3000 (либо аналогичных по техническим характеристикам экскаваторах, допущенных к эксплуатации на территории РК, в т.ч. HITACHI EX1900, HITACHI EX2600), угол погашения 35 градусов (графическое Приложение 11).

Формирование откосов уступов на предельном контуре карьера на горизонтах, представленных скальными и полускальными породами осуществляется с применением буровзрывных работ. Бурение контурных скважин производится станками типа Kaishan KG940A, SmartRocD-45, SmartRocD-60.

При подходе горных работ карьера в скальных породах к проектному контуру для обеспечения длительной устойчивости откосов уступов и бортов карьера в их предельном положении, исключения деформирования уступов под воздействием массовых взрывов и других факторов природного и техногенного характера, безопасного ведения работ на нижележащих горизонтах, следует использовать специальные методы ведения буровзрывных работ с контурным взрыванием скважин для образования заданного угла погашения борта карьера.

Для достижения крутых углов заоткоски скальных уступов на месторождении применяется два метода взрывания приконтурной зоны.

Один из методов – бурение вдоль проектного контура нескольких рядов скважин с переменной глубиной, для исключения нарушений законтурного массива, рисунок

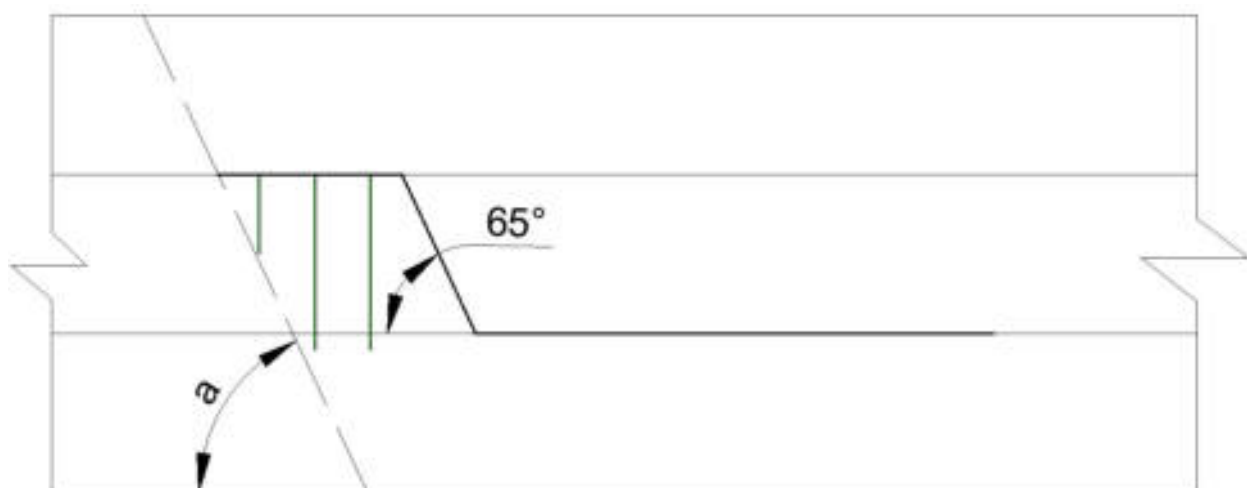


Рисунок 3.49 – Схема бурения вдоль проектного контура нескольких рядов скважин с переменной глубиной.

Второй метод – применение предварительного щелеобразования.

Для этого вдоль верхней бровки уступа бурится ряд наклонных параллельных скважин. Расстояние между скважинами принимают в зависимости от крепости и трещиноватости горных пород в пределах от 1,3 м до 2,5 м. При меньшем пределе расстояний скважины заряжаются через одну и получается более качественное оконтуривание откосов. При большем расстоянии между скважинами заряжаются все скважины.

При приближении горных работ к конечному контуру карьера оставляется приконтурная зона шириной 35 м.

Отрезная щель создается в приконтурной зоне в результате мгновенного взрывания ряда наклонных скважин, пробуренных под устойчивым углом откоса уступа. Одна крайняя скважина со стороны целика не заряжается.

Технологические скважины последнего ряда (первого ряда от скважин предварительного щелеобразования) располагают от контура щелеобразования на уменьшенном расстоянии, чем предусмотрено сеткой скважин. Заряды в этих скважинах уменьшают на 25-35%.

Взрывные работы при разработке приконтурной зоны могут производиться только после предварительного создания отрезной щели. Все рекомендованные параметры расположения скважин являются расчетными и подлежат корректировке по результатам опытных взрывов для конкретных участков и горно-геологических условий в соответствии с Правилами обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов» [6].

Исходя из параметров оборудования, используемого при бурении контурных скважин при постановке борта в предельное положение, проектом принимается бурение контурных скважин на глубину 10-15 м по вертикали, с последующей отработкой слоями по 5 м.

Технологическая схема создания предварительной щели при постановке борта карьера в предельное положение при высоте уступа 15 м, с разделением на два уступа 5 и 10 м, показана на рисунке 3.50.

Технологическая схема создания предварительной щели при постановке борта карьера в предельное положение при высоте уступа 15 м, без разделения горизонтов показана на рисунке 3.50а.

Технологическая схема создания предварительной щели при постановке борта карьера в предельное положение при высоте уступа 20 м показана на рисунке 3.51.

Технологическая схема создания предварительной щели при постановке борта карьера в предельное положение при высоте уступа 30 м, с разделением на уступы по 10 м, показана на рисунке 3.52.

Технологическая схема создания предварительной щели при постановке борта карьера в предельное положение при высоте уступа 30 м, с разделением на уступы по 15 м, показана на рисунке 3.52а.

Значение промежуточного угла откоса уступа α_2 зависит от результирующего угла откоса уступа α_1 и высоты уступа H_1 в конечном положении и варьируется в пределах 48-72 градуса.

Значение параметра b принимается равным 2-8 м исходя из параметров оборудования, используемого при бурении контурных скважин, с учетом возможности их заряжения и согласно п.1715 ПОПБ для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы. Схема расположения бурового оборудования указана на рисунке 3.53.

При формировании предельного контура карьера значительной протяженности его целесообразно разделить на участки таким образом, чтобы оконтуривание борта карьера можно было вести по этим участкам независимо друг от друга с учетом безопасного ведения горных и транспортных работ.

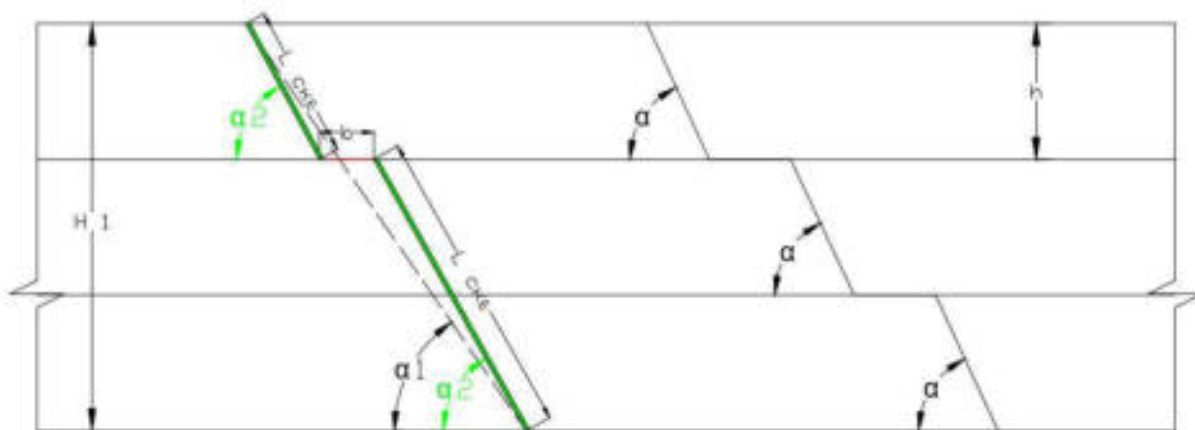


Рисунок 3.50 – Технологическая схема постановки борта карьера в предельное положение при высоте уступа 15 м

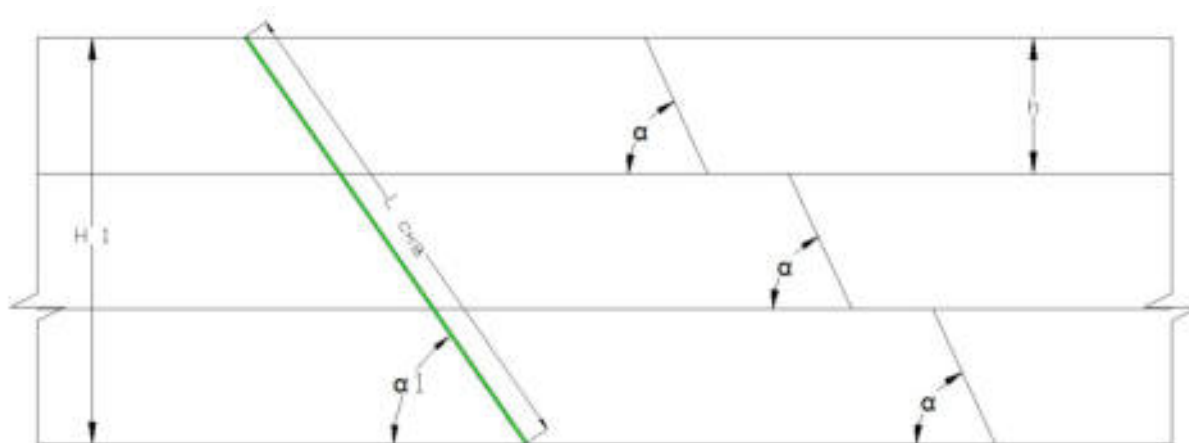


Рисунок 3.50а – Технологическая схема постановки борта карьера в предельное положение при высоте уступа 15 м без разделения горизонтов

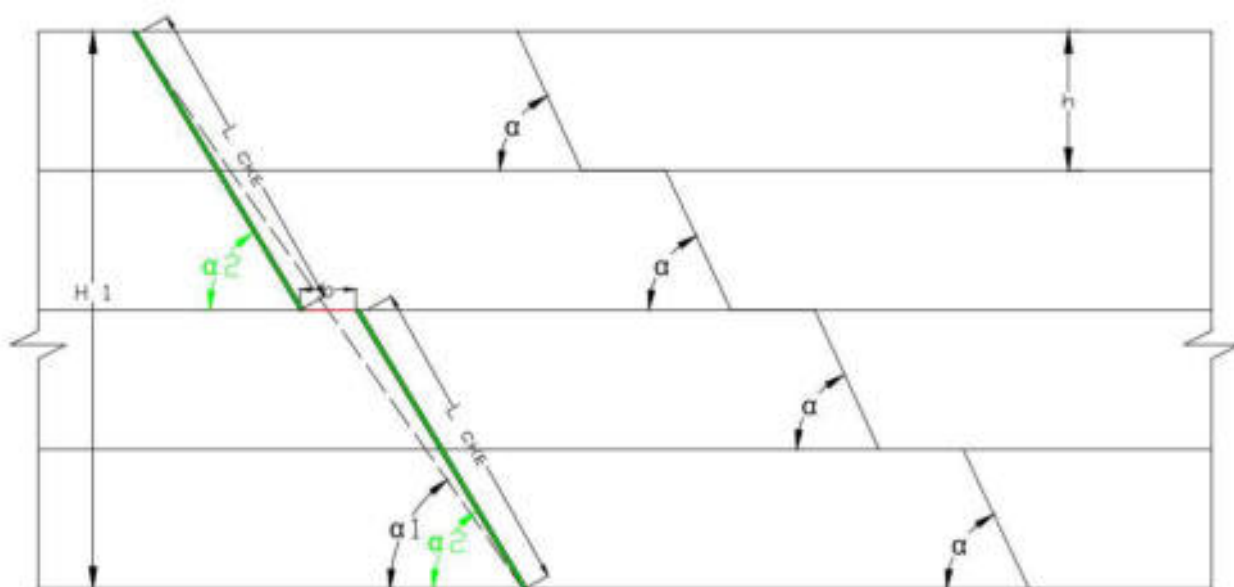


Рисунок 3.51 – Технологическая схема постановки борта карьера в предельное положение при высоте уступа 20 м

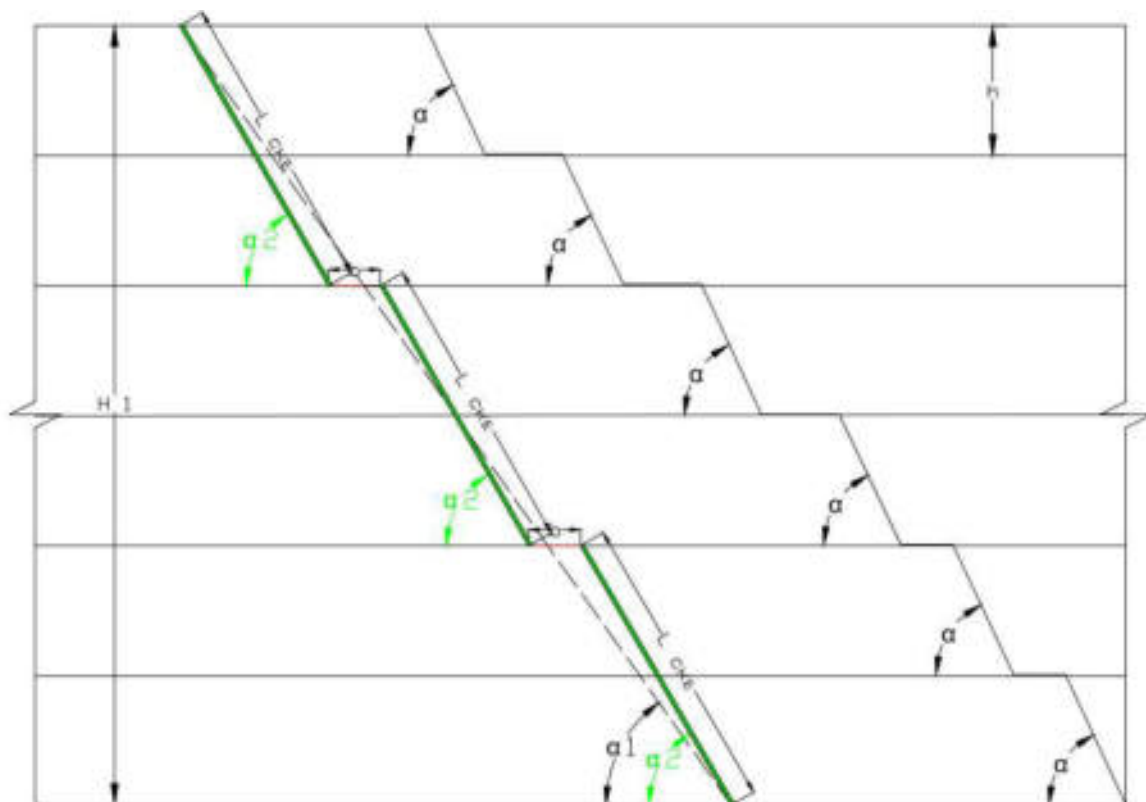


Рисунок 3.52 – Технологическая схема постановки борта карьера в предельное положение при высоте уступа 30 м, с разделением на уступы по 10 м

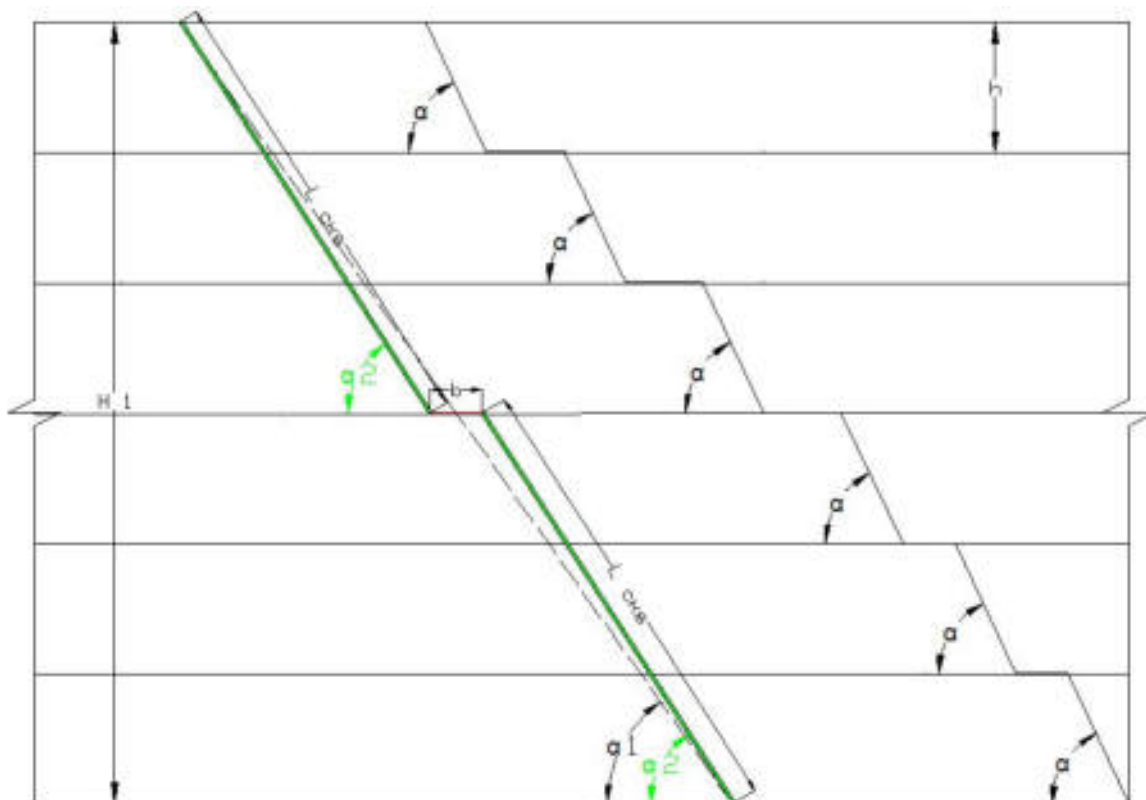


Рисунок 3.52а – Технологическая схема постановки борта карьера в предельное положение при высоте уступа 30 м, с разделением на уступы по 15 м

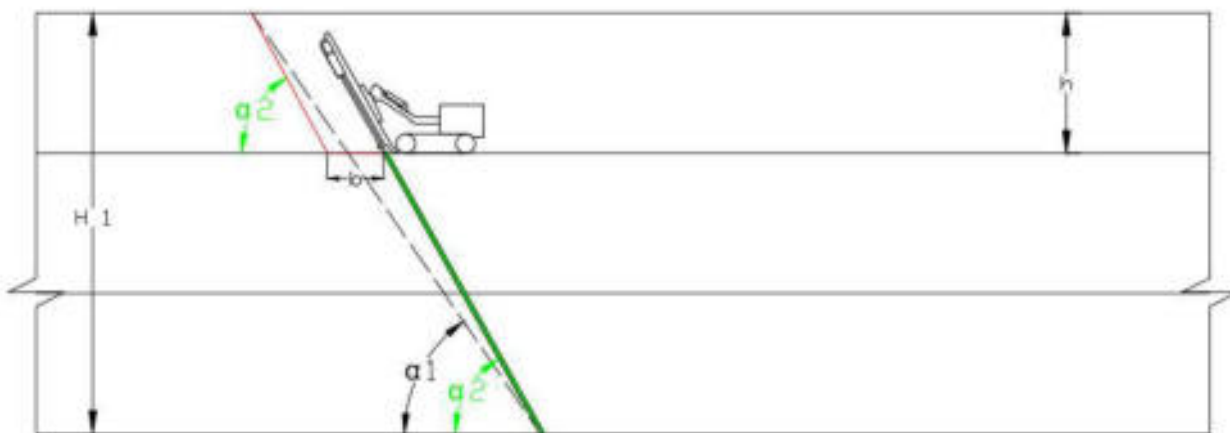


Рисунок 3.53 – Схема расположения бурового оборудования при бурении контурных скважин

3.11. Технические средства и мероприятия по достоверному учету количества и качества добываемого минерального сырья, а также их потерь и отходов производства

Для достоверного учета извлекаемых запасов полезного ископаемого и отходов производства при разработке месторождения в проекте предусмотрена система маркшейдерско-геологического контроля за движением запасов и складирования руды и вскрышных пород. В соответствии с требованиями Плана развития горных работ на текущий год, Проекта производства маркшейдерских работ, Положений о службе главного геолога, о службе главного маркшейдера, Положения о геологическом и маркшейдерском обеспечении промышленной безопасности и охраны недр предприятия, Программы ЭРР на текущий год, внутренней Инструкции по проведению ЭРР, «Инструкции по геологическому и маркшейдерскому обслуживанию месторождения» и должностными инструкциями работников геологической и маркшейдерской служб предприятия основными задачами геологической и маркшейдерской служб рудника являются:

- оперативно-производственное обеспечение рудника всеми видами геологических и маркшейдерских работ на стадии разработки месторождения;
- контроль за полнотой отработки месторождения, ведение горных работ в соответствии с проектом, учет и приемка всех видов горных работ;
- участие в планировании горных работ;
- учет эксплуатационных запасов по степени подготовленности и их активности, расчет плановых и фактических потерь и разубоживания, потери и разубоживание определяются прямым методом;
- учет потерь по видам их образования ведется в паспортах по выемочным единицам и отражается на маркшейдерских планах, суммарный учет потерь по руднику ведется в книге учета эксплуатационных потерь;

– координировать и оценивать все виды геолого-маркшейдерских работ по определению исходных данных;

– осуществление контроля за охраной сооружений от вредного влияния подземных разработок; в качестве вспомогательной меры, с целью своевременной корректировки принятых горных и конструктивных мер охраны, маркшейдерской службе рудника необходимо вести систематические визуальные и инструментальные наблюдения за сдвижением уступов и бортов карьера и земной поверхности в соответствии с действующей инструкцией;

– ведение в полном объеме и на качественном уровне установленную геологическую и маркшейдерскую документацию;

– ведение учета состояния и движения запасов, потерь и разубоживания для подготовки ежегодного баланса запасов;

– своевременная подготовка обосновывающих материалов к списанию отработанных участков;

– выполнять маркшейдерские работы для обеспечения рационального и комплексного использования полезных ископаемых, эффективного и безопасного ведения горных работ;

– обеспечивать учет состояния и движения попутно добываемых полезных ископаемых и отходов производства, содержащих полезные компоненты;

– обеспечивать съемку и замеры в забоях, расчеты выемочных блоков, объемов и количества отбитой рудной массы.

Списание запасов полезных ископаемых с учета недропользователя ведется в соответствии с «Положением о порядке списания запасов полезных ископаемых с учета организаций», отражается в геологической и маркшейдерской документации отдельно по элементам учета и вносится в специальную книгу списания запасов организации.

Маркшейдерские работы выполняются в соответствии с требованиями Инструкции организаций по производству маркшейдерских работ и других нормативных документов, а также законодательства о недрах и недропользовании и «Положением о геологическом и маркшейдерском обеспечении промышленной безопасности и охраны недр предприятия».

Количество добытой рудной массы из выемочных единиц, горизонтов устанавливается по данным маркшейдерского замера, прямыми методами маркшейдерских замеров или же на основании результатов маркшейдерских инструментальных съемок, нанесенных на планы или разрезы, с учетом расположения и глубин взрывных скважин и расчетного контура распространения взрыва. Акт месячного замера горных работ служит исходным документом, который отражает соответствие выполненных работ утвержденным проектам или техническим паспортам, а также изменение запасов в результате проведения добычи. Сводный учёт запасов имеет целью получение обобщенных данных о движении запасов в целом по горизонту и месторождению путём суммирования показателей учёта по выемочным единицам (объектам первичного учёта) и осуществляется ежеквартально по всем действующим, подготавливаемым и разведваемым выемочным единицам.

Отчётный баланс запасов по форме 1-ТПИ составляется на 1 января каждого года в соответствии с «Инструкцией по учёту запасов полезных ископаемых в месторождениях Единого государственного фонда недр РК и составлению их ежегодного баланса запасов».

Паспорт выемочной единицы – основной документ, отражающий движение запасов полезных ископаемых в результате проведения горно-эксплуатационных работ, учитывающий эксплуатационные потери и разубоживание руды при добыче. Кроме того, в паспорте сопоставляются проектные и фактически выполненные объёмы горных работ и качественные показатели. Заполнение паспорта (таблиц и графических приложений) производится геолого-маркшейдерской службой рудника на основе актов месячного замера открытых горных работ, проектов отработки блоков, геологической документации и опробования эксплуатационно-разведочных выработок и добычных работ.

3.12. Горнотранспортное оборудование

Для обеспечения планируемой годовой производительности рудника в 3100 тыс. т руды, 60750 тыс. м³ вскрыши, с учетом коэффициента использования оборудования 0,83, необходимо 3 экскаватора KOMATSU PC 1250 (либо аналогичные, с ёмкостью ковша до 6 ÷ 6,5 м³, допущенные к эксплуатации на территории РК), 3 экскаватора KOMATSU PC 3000 (либо аналогичные по техническим характеристикам экскаваторы, допущенные к эксплуатации на территории РК, в т.ч. HITACHI EX2600), 13 экскаваторов KOMATSU PC 2000 (либо аналогичные по техническим характеристикам экскаваторы, допущенные к эксплуатации на территории РК, в т.ч. HITACHI EX1900), при необходимости – шагающий экскаватор ЭШ-10/70 (10/50), 93 автосамосвала KOMATSU HD 785-5, KOMATSU HD 785-7 (либо аналогичные по техническим характеристикам автосамосвалы, допущенные к эксплуатации на территории РК).

В производстве бестранспортной вскрыши (в том числе и с кратной переэкскавацией) задействован шагающий экскаватор ЭШ-10/70 (10/50).

3.13. Расчет необходимого количества горной техники

Расчет выполнен для отработки карьером Комаровского месторождения.

3.13.1. Экскаваторные работы

В проекте определена производительность экскаваторов PC 3000 (либо аналогичных по техническим характеристикам экскаваторов, допущенных к эксплуатации на территории РК с емкостью ковша 12 ÷ 15 м³, в т.ч. HITACHI EX2600), PC 2000 (либо аналогичные по техническим характеристикам экскаваторы, допущенные к эксплуатации на территории РК, в т.ч. HITACHI EX1900), PC 1250, а также погрузчика Caterpillar 992G (либо аналогичные по техническим характеристикам погрузчики, допущенные к эксплуатации на территории РК, в т.ч. KOMATSU WA900-8R), которые планируются для

погрузки горной массы в карьере Комаровского месторождения. Производительность каждого вида выемочно-погрузочного оборудования определена отдельно для двух типов пород: скальной и рыхлой при погрузке горной массы в автосамосвалы KOMATSU HD 785 (или схожие по характеристикам допущенные к эксплуатации на территории РК).

Техническая производительность экскаватора в час чистой работы определена по формуле:

$$Q_{т.ч} = \frac{3600}{t_{ц}} E \frac{K_n}{K}, \text{ м}^3/\text{час},$$

где $t_{ц}$ – среднее время рабочего цикла экскаватора, сек, определяется с учетом времени установки автосамосвала под погрузку и фактических циклов погрузки;

E – номинальная вместимость ковша, м^3 ;

K_n – коэффициент наполнения ковша;

K_p – коэффициент разрыхления горных пород в ковше экскаватора.

Часовая производительность с учетом эффективной работы экскаватора:

$$Q_{э} = Q_{т} \times K_{и.э}, \text{ м}^3/\text{час},$$

где $K_{и.э}$ – коэффициент использования рабочего времени экскаватора на эффективной работе в течение смены.

Сменная ($Q_{см}$) производительность оборудования определялась с учетом простоев во время приема-сдачи смен, регламентированных перерывов, а также производства подготовительных работ в забое:

$$Q_{см} = Q_{э.ч} \times T_{см} \times K_{и.с}, \text{ м}^3/\text{смену},$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены, час;

$K_{и.с}$ – коэффициент использования экскаватора во время смены.

Годовая производительность ($Q_{год}$) выемочно-погрузочного оборудования определялась с учетом технической готовности оборудования:

$$Q_{год} = Q_{см} \times n_{см} \times K_{т.г} \times D_p, \text{ м}^3/\text{год},$$

где $n_{см}$ – количество рабочих смен в сутки;

D_p – количество рабочих дней в году;

$K_{т.г}$ – коэффициент технической готовности.

Исходные данные, которые приняты по данным ТОО «Комаровское горное предприятие» для расчета производительности выемочно-погрузочного оборудования и результаты расчета приведены в таблице 3.10.

Таблица 3.10 – Исходные данные для расчета производительности выемочного оборудования

№ п/п	Показатели	Параметры показателей для					
		Экскаватора					Погрузчика
		KOMATSU PC 3000, HITACHI EX2600	KOMATSU PC 2000, HITACHI EX1900	KOMATSU PC 1250	ЭШ-10/70 (10/50), безтр.	ЭШ-10/70 (10/50)	Caterpillar 992G, KOMATSU WA900-8R
1	2	3	4	5	6	7	8
Исходные данные							
1	Среднее время цикла (тц, сек.) при погрузке в породах:						
	рыхлые породы (плотность, $\gamma = 1,80 \text{ т/м}^3$)	26	26	26	60	60	44
	скальные породы, руда (плотность, $\gamma = 2,80 \text{ т/м}^3$)	32	32	32	-	-	44
2	Номинальная вместимость ковша, м^3	10,4	8,7	4,2	11,5	11,5	9,0
3	Коэффициент наполнения ковша в породах:						
	рыхлые породы (плотность, $\gamma = 1,80 \text{ т/м}^3$)	0,8	0,8	0,8	0,9	0,9	0,8
	скальные породы, руда (плотность, $\gamma = 2,80 \text{ т/м}^3$)	0,8	0,8	0,8	-	-	0,8
4	Коэффициент разрыхления (K_p) пород:						
	рыхлые породы (плотность, $\gamma = 1,80 \text{ т/м}^3$)	1,3	1,3	1,3	1,3	1,3	1,3
	скальные породы, руда (плотность, $\gamma = 2,80 \text{ т/м}^3$)	1,45	1,45	1,45	-	-	1,45
5	Коэффициент использования выемочно-погрузочного оборудования на погрузке горной массы в течение часа (K_3)	0,71	0,71	0,71	0,71	0,71	0,75
6	Коэффициент использования выемочно-погрузочного оборудования во времени в течение смены	0,76	0,78	0,78	0,77	0,77	0,76

№ п/п	Показатели	Параметры показателей для					
		Экскаватора					Погрузчика
		KOMATSU PC 3000, HITACHI EX2600	KOMATSU PC 2000, HITACHI EX1900	KOMATSU PC 1250	ЭШ-10/70 (10/50), безтр.	ЭШ-10/70 (10/50)	Caterpillar 992G, KOMATSU WA900-8R
1	2	3	4	5	6	7	8
7	Коэффициент технической готовности оборудования	0,88	0,91	0,87	0,80	0,80	0,91
8	Количество рабочих смен в сутки	2	2	2	2	2	2
9	Количество рабочих дней в году	355	355	355	355	355	355
10	Техническая производительность в породах (м³/час):						
	рыхлые породы (плотность, $\gamma = 1,80$ т/м³)	887	738	354	425	425	455
	скальные породы, руда (плотность, $\gamma = 2,80$ т/м³)	646	538	258	-	-	408
11	Эксплуатационная часовая производительность в породах (м³/час):						
	рыхлые породы (плотность, $\gamma = 1,80$ т/м³)	621	565	300	425	346	364
	скальные породы, руда (плотность, $\gamma = 2,80$ т/м³)	446	396	221	-	-	305
12	Эксплуатационная сменная производительность в породах (м³/см):						
	рыхлые породы (плотность, $\gamma = 1,80$ т/м³)	5 660	5 160	2 730	3 760	3 060	3 230
	скальные породы, руда (плотность, $\gamma = 2,80$ т/м³)	3 770	3 620	2 010	-	-	2 710
13	Годовая производительность в породах (м³/год):						
	рыхлые породы (плотность, $\gamma = 1,80$ т/м³)	3 643 500	3 409 500	1 721 800	2 629 383	1 963 100	2 128 500
	скальные породы, руда (плотность, $\gamma = 2,80$ т/м³)	2 426 750	2 391 750	1 267 675	-	-	1 786 000

Результаты расчета необходимого количества экскаваторов по периодам работы предприятия представлены в таблице 3.11.

В период 2026-2030 гг. для погрузки вскрыши периодически возможно применение фронтального погрузчика Cat 992G, (KOMATSU WA900-8R), который проектом предусмотрен для работы на рудном складе в качестве основного погрузочного оборудования.

Таким образом, для производства выемочно-погрузочных работ по вскрышным породам на предприятии проектом принимается до пяти/пятнадцати экскаваторов с размером ковша до 13 м³ (KOMATSU PC 2000, KOMATSU PC 3000, Hitachi EX1900, Hitachi EX2600). Экскаваторы с ёмкостью ковша до 6,5 м³ (PC 1250) применяются на добыче руды и вмещающих пород, проведении вспомогательных работ (оформление дренажных канав, зачистка бортов при постановке их в проектный контур и т.д.).

Для выполнения инженерных и хозяйственных работ (проходка дренажных канав, зачистка блоков, заоткоска уступов, перевалка горной массы, в качестве бутобоя при использовании специального навесного оборудования) применяется экскаватор Hitachi ZX330-5A.

Для выполнения выемочно-погрузочных работ на рудном складе кроме погрузчика CAT 992G (KOMATSU WA900-8R) дополнительно принимается погрузчик CAT 966H с ковшом ёмкостью 6,5 м³.

Зачистку подъездов к экскаваторам от просыпающейся во время погрузки горной массы предусматривается производить колесным бульдозером KOMATSU WD 600 (либо аналогичным, по техническим характеристикам, допущенным к эксплуатации на территории РК, в т.ч. CAT 834K).

Таблица 3.11 – Расчет необходимого количества экскаваторов

№ п/п	ПОКАЗАТЕЛИ	ед. изм.	2026	2027	2028	2029	2030	ИТОГО
1	2	3	4	5	6	7	8	10
1	Объем экскавируемой горной массы	м3	18 211 348	18 113 114	14 791 005	39 222 825	12 551 763	102 890 055
2	в т.ч. Объем добываемой руды	м3	1 029 653	1 103 872	1 094 100	1 092 323	184 162	4 504 111
		тн	2 867 522	3 049 749	3 049 749	3 049 749	511 465	12 528 236
3	Вскрыша	м3	17 181 695	17 009 242	13 696 905	38 130 503	12 367 600	98 385 945
	в т.ч скальная	м3	14 061 261	11 131 728	10 756 365	36 313 258	11 455 547	83 718 159
	рыхлая	м3	3 120 433	5 877 513	2 940 540	1 817 245	912 054	14 667 785
	в том числе безтранспортная	м3	565 000	-	-	-	-	565 000
4	ПСП	м3	507 775	121 546	-	-	-	629 321
5	ВК перевозки	м3	100 000	100 000	80 000	230 000	70 000	580 000
6	Производительность РС-1250 по руде	м3/год	1 279 400	1 285 700	1 276 600	1 273 100	1 279 400	
	по скальной г.м.	м3/год	1 266 800	1 266 800	1 270 300	1 266 800	1 266 800	
	по рыхлой г.м.	м3/год	1 720 600	1 720 600	1 725 400	1 720 600	1 796 200	
	Производительность EX-2600, РС-3000 по скальной г.м.	м3/год	2 425 000	2 425 000	2 432 000	2 425 000	2 425 000	
	по рыхлой г.м.	м3/год	3 641 000	3 641 000	3 651 000	3 641 000	3 616 000	
	Производительность РС-2000, Hitachi EX1900-6 по скальной г.м. (в т.ч. ВК)	м3/год	2 390 000	2 390 000	2 397 000	2 390 000	2 390 000	
	по рыхлой г.м.	м3/год	3 407 000	3 407 000	3 417 000	3 407 000	3 381 000	
	Производительность погр. CAT 992G, KOMATSU WA900-8R по скальной г.м.	м3/год	1 785 000	1 785 000	1 789 000	1 785 000	1 785 000	
	по рыхлой г.м.	м3/год	2 127 000	2 127 000	2 133 000	2 127 000	2 127 000	

№ п/п	ПОКАЗАТЕЛИ	ед. изм.	2026	2027	2028	2029	2030	ИТОГО
1	2	3	4	5	6	7	8	10
	Произв-ть ЭШ-10/70 по рыхлой вскрыше (безтр.)	м3/год	2 335 800	2 335 800	2 342 300	2 335 800	-	
7	Расчётное кол-во ЭШ-10/70 на рыхлой вскрыше	ед.	0,34	-	-	-	-	
	ИТОГО, расчётное кол-во ЭШ-10/70	ед.	0,34	0,00	0,00	0,00	0,00	
	Расчётное кол-во РС 1250 на добыче руды	ед.	0,80	0,86	0,86	0,86	0,14	
	Расчётное кол-во РС 1250 на скальной вскрыше	ед.	2,00	1,94	1,94	1,94	2,66	
	на рыхлой вскрыше	ед.	0,20	0,20	0,20	0,20	0,20	
	ИТОГО, расчётное кол-во РС 1250	ед.	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	
	Расчётное кол-во EX-2600, РС 3000 на скальной вскрыше	ед.	1,39	0,48	1,29	1,60	1,85	
	на рыхлой вскрыше	ед.	0,61	1,52	0,71	0,40	0,15	
	ИТОГО, расчётное кол-во EX-2600/РС 3000	ед.	2,00	2,00	2,00	2,00	2,00	
	Расчётное кол-во РС 2000, Hitachi EX1900-6 на скальной вскрыше	ед.	2,96	2,96	1,97	12,55	1,51	
	ВК перевозки (ск. вскр.)	ед.	0,04	0,04	0,03	0,10	0,03	
	ИТОГО, расчётное кол-во РС 2000, Hitachi EX1900-6	ед.	3,00	3,00	2,00	12,64	1,54	
	ВСЕГО, расчётное кол-во ЭГ (в т.ч. ЭШ-10/70)	ед.	8,3	8,0	7,0	17,6	6,5	
	ВСЕГО, инвентарный парк экскаваторы	ед.	9,00	8,00	7,00	18,00	7,00	
8	Расчётное кол-во CAT 992G, KOMATSU WA900-8R на скальной вскрыше	ед.	0,61	0,25	0,2	-	-	
	Расчётное кол-во, погрузчик, CAT 992G, KOMATSU WA900-8R на ПСП	ед.	0,24	0,06	-	-	-	

№ п/п	ПОКАЗАТЕЛИ	ед. изм.	2026	2027	2028	2029	2030	ИТОГО
1	2	3	4	5	6	7	8	10
	Расчётное кол-во погрузчик ИТОГО, CAT 992G, KOMATSU WA900-8R	ед.	0,85	0,30	0,25	-	-	
	Инвентарный парк, CAT 992G, KOMATSU WA900-8R на ПСП	ед.	1,0	1,0	1,0	-	-	
9	Экскаватор Hitachi ZX330-5A, на хозяйственных и инженерных работах	ед.	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	

3.13.2. Внутрикарьерный транспорт

При выборе типа транспорта учитывались параметры принятого выемочно-погрузочного оборудования и проектная производительность выемочно-погрузочного оборудования. Для транспортировки вскрышных пород и руды принимаем автосамосвалы KOMATSU HD 785-5, KOMATSU HD 785-7 (или схожие по характеристикам допущенные к эксплуатации на территории РК) грузоподъемностью 91 тонна.

Принципы расчета производительности автосамосвалов и их количества приведены ниже.

Расчет времени рейса (полного цикла) автосамосвала произведен по формуле:

$$T_p = T_{дв} + T_{уп} + T_{п} + T_{ур} + T_r, \text{ мин.},$$

где $T_{дв}$ – время движения автосамосвала с грузом на отвал и порожняком в забой, мин.;

$T_{уп} = 0,50$ – время установки под погрузку, мин.;

$T_{п}$ – время погрузки, мин.;

$T_{ур} = 1,0$ – время установки под разгрузку, мин.;

$T_r = 0,47$ – время разгрузки, мин.

Время движения автосамосвала на отвал и с отвала в забой определяются, соответственно, по формуле:

$$T_{дв} = \frac{2L}{V} 60, \text{ мин.},$$

где L – расстояние транспортирования, км, принимается в зависимости от маршрута (таблица 3.12).

Таблица 3.12 – Средневзвешенные расстояния транспортирования горной массы по периодам эксплуатации предприятия

Маршрут	2026	2027	2028	2029	2030
	Расстояние транспортирования, км				
<i>I</i>	2	3	4	5	6
Руда: Забой-склад руды на УРПО	3,7	4,2	4,2	4,9	5,0
Рыхлая вскрыша: Забой-отвал	2,7	2,7	2,9	2,8	2,1
Скальная вскрыша Забой-отвал	3,3	3,5	3,6	3,6	3,5
ПСП	1,3	1,8	-	-	-

При определении среднетехнической скорости движения автосамосвалов в соответствии с Правилами обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы, Правилами дорожного движения и техническими возможностями автосамосвалов KOMATSU HD 785 (или схожие по характеристикам допущенные к эксплуатации на территории РК) приняты следующие скорости движения по отдельным участкам маршрутов (таблица 3.13).

Таблица 3.13 – Скорости движения автосамосвалов по участкам маршрута

№	Маршрут и его участки	Движение порожним, км/час	Движение груженным, км/час
1	2	3	4
Зимнее время года			
1	<i>Автодороги в карьере, на отвалах, рудных складах, при движении на спуск или подъем</i>		
	Технологический транспорт	30	20
	Вспомогательный транспорт	40	
2	<i>Автодороги в карьере, на отвалах, рудных складах, при движении на горизонтальных участках</i>		
	Технологический транспорт	40	30
	Вспомогательный транспорт	40	40
3	<i>Подъездные автодороги под погрузку в карьере, на отвалах, рудных складах, в зоне разгрузки/погрузки</i>		
	Технологический транспорт	5	5
	Вспомогательный транспорт	5	
4	<i>При движении на площадках стоянки технологического транспорта, в зоне ремонта</i>		
	Технологический транспорт	5	5
	Вспомогательный транспорт	5	
5	<i>Передвижение по автодорогам предприятия в момент использования средств радиосвязи (рации)</i>		
	Технологический транспорт	15	15
	Вспомогательный транспорт	15	
Летнее время года			
6	<i>Автодороги на горизонтальных участках дневной поверхности</i>		
	Технологический транспорт	50	40
	Вспомогательный транспорт	50	50
7	<i>Автодороги в карьере, на отвалах, рудных складах.</i>		
	Технологический транспорт	30	30
	Вспомогательный транспорт	40	40
8	<i>Подъездные автодороги под погрузку в карьере, на отвалах, рудных складах, в зоне разгрузки/погрузки</i>		
	Технологический транспорт	5	5
	Вспомогательный транспорт	5	
9	<i>При движении на площадках стоянки технологического транспорта, в зоне ремонта</i>		

№	Маршрут и его участки	Движение порожним, км/час	Движение груженным, км/час
1	2	3	4
	Технологический транспорт	5	5
	Вспомогательный транспорт	5	
10	<i>Передвижение по автодорогам предприятия в момент использования средств радиосвязи (рации)</i>		
	Технологический транспорт	15	15
	Вспомогательный транспорт	15	

Время погрузки автосамосвала:

$$t_{\Pi} = n_k \times t_{\Pi},$$

где n_k – фактическое число ковшей, загружаемых в кузов автосамосвала;
 t_{Π} – среднее время цикла экскаватора (погрузчика).

Количество рейсов автосамосвала в течение смены:

$$N_p = \frac{T_{\text{см}} - (T_{\text{пр}} + T_{\text{зап}} + T_{\text{л.н}})}{T_p},$$

где $T_{\text{см}} = 660$ мин. – продолжительность смены с учетом перерыва на обед;
 $T_{\text{пр}} = 30$ мин. – время на пересмену;
 $T_{\text{зап}} = 10$ мин. – время на заправку автосамосвала;
 $T_{\text{л.н}} = 10$ мин. – время на личные нужды;
 T_p – время рейса полного цикла автосамосвала, мин.

Сменная производительность автосамосвала ($Q_{\text{см.а}}$):

$$Q_{\text{см.а}} = N_p \times g_a \times K_{\text{и.гр.}},$$

где $g_a = 91$ т – грузоподъемность автосамосвала;
 $K_{\text{и.гр.}}$ – коэффициент использования грузоподъемности автосамосвала.
Зависит от типа выемочно-погрузочного оборудования и вида перевозимых горных пород.

Годовая производительность автосамосвала:

$$Q_{\text{год.а}} = Q_{\text{см.а}} \times N_{\text{р.д}} \times K_{\text{т.г}}, \text{ т/год},$$

где $N_{\text{р.д}} = 355$ – количество рабочих дней в году;
 $K_{\text{т.г}} = 0,85$ – коэффициент технической готовности автосамосвала.

Количество автосамосвалов ($N_{\text{а.с}}$):

$$N_{\text{а.с}} = \frac{Q_{\text{i.г.п.}}}{Q_{\text{i.а.с}}},$$

где $Q_{\text{i.г.п.}}$ – количество горной породы i -го типа, т;
 $Q_{\text{i.а.с}}$ – производительность самосвала по i -типу горной породы, т/год.

Результаты расчетов необходимого количества автосамосвалов приведены в таблице 3.14, из которой следует, что максимальное количество автосамосвалов в количестве 30-39 (93 ед. в 2029 году) единиц предусматривается в 2026-2030 годы.

Таблица 3.14 – Расчет количества автосамосвалов

№ п/п	Показатели	ед. изм	2026	2027	2028	2029	2030	ИТОГО
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	Объем экскавируемой горной массы	м3	18 211 348	18 113 114	14 791 005	39 222 825	12 551 763	102 890 055
2	в т.ч. Объем добываемой руды	м3	1 029 653	1 103 872	1 094 100	1 092 323	184 162	4 504 111
		тн	2 867 522	3 049 749	3 049 749	3 049 749	511 465	12 528 236
3	Вскрыша	м3	17 181 695	17 009 242	13 696 905	38 130 503	12 367 600	98 385 945
	в т.ч скальная	м3	14 061 261	11 131 728	10 756 365	36 313 258	11 455 547	83 718 159
	рыхлая	м3	3 120 433	5 877 513	2 940 540	1 817 245	912 054	14 667 785
4	ПСП	м3	507 775	121 546	0	0	0	629 321
5	ВК перевозки	м3	100 000	100 000	80 000	230 000	70 000	680 000
6	Производительность автосамосвала при работе с РС -1250 на:							
	руде скальной	м3/Го д	373 800	342 600	341 700	299 500	298 300	
	скальной горной массе	м3/Го д	398 100	385 600	379 300	374 400	380 700	
	рыхлой горной массе	м3/Го д	646 400	655 200	627 700	639 600	768 100	
	Производительность автосамосвала при работе с EX-2600, РС -3000 на:							
	скальной горной массе	м3/Го д	465 500	448 700	439 900	433 100	442 400	
	рыхлой горной массе	м3/Го д	787 500	799 400	758 500	776 900	952 900	
	Производительность автосамосвала при работе с РС -2000, Hitachi EX1900 на:							
	скальной горной массе	м3/Го д	456 200	439 900	431 200	424 900	433 700	
	рыхлой горной массе	м3/Го д	771 900	783 700	744 100	761 300	929 800	

№ п/п	Показатели	ед. изм	2026	2027	2028	2029	2030	ИТОГО
1	2	3	4	5	6	7	8	9
	ВК перевозках (скальная горная масса)	м3/Го д	995 900	995 900	998 800	995 900	995 900	
	Производительность автосамосвала при работе с погрузчиком CAT 992G, KOMATSU WA900-8R на:							
	скальной горной массе	м3/Го д	432 400	418 100	409 900	404 300	411 800	
	рыхлой горной массе (ПСП)	м3/Го д	1 072 000	890 500	-	-	-	
7	Расчётное кол-во А/С с РС 1250 на руде (скальная)	ед.	2,75	3,22	3,20	3,65	0,62	
	Расчётное кол-во А/С с РС 1250 на скальной вскрыше	ед.	6,3	6,4	6,5	6,6	8,8	
	на рыхлой вскрыше	ед.	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	
	Расчётное кол-во А/С с EX-2600, РС 3000 на скальной вскрыше	ед.	7,3	2,6	7,1	8,9	10,1	
	на рыхлой вскрыше	ед.	2,8	6,9	3,4	1,9	0,6	
	Расчётное кол-во А/С с Hitachi EX1900-6, РС 2000 на скальной вскрыше	ед.	15,5	16,1	10,9	70,6	8,3	
	на рыхлой вскрыше	ед.	-	-	-	-	-	
	Расчётное кол-во А/С с CAT 992G, KOMATSU WA900-8R на скальной вскрыше	ед.	2,5	1,0	1,1	-	-	
	на рыхлой вскрыше	ед.	-	-	-	-	-	
	ИТОГО, расчётное количество автосамосвалов по транспортировке руды	ед.	2,8	3,2	3,2	3,6	0,6	
	ИТОГО, расчётное количество автосамосвалов при транспортировке вскрыши	ед.	35,0	33,5	29,6	88,5	28,3	

№ п/п	Показатели	ед. изм	2026	2027	2028	2029	2030	ИТОГО
1	2	3	4	5	6	7	8	9
	ИТОГО, расчётное количество автосамосвалов при транспортировке Г.М.	ед.	37,7	36,8	32,8	92,2	29,0	
	ИТОГО, расчётное количество автосамосвалов при транспортировке ПСП	ед.	0,47	0,14	-	-		
	ИТОГО, расчётное количество автосамосвалов при транспортировке ВК	ед.	0,1	0,1	0,1	0,2	0,1	
	ИТОГО, расчётное количество автосамосвалов при транспортировке Г.М.+ПСП	ед.	38,2	36,9	32,8	92,2	29,0	
	ИТОГО, расчётное количество автосамосвалов при транспортировке Г.М.+ПСП+ВК	ед.	38,28	37,00	32,89	92,38	29,03	
	ИТОГО, инвентарное количество автосамосвалов при транспортировке Г.М. принимаемое ПГР	ед.	39,0	37,0	33,0	93,0	30,0	

3.14. Буровзрывные работы

Для взрывания сухих и обводнённых скважин используется водногелевое взрывчатое вещество (ВВ) Riofiex или схожие по характеристикам допущенные к применению на территории РК. Взрывание скважин короткозамедленное, с применением неэлектрической системы взрывания «Rionel» или схожие по характеристикам допущенные к применению на территории РК. В зависимости от горногеологических условий, селективного взрывания «руда-порода», предусматривается применение диаметров скважин 90, 115, 125, 165, 191, 216, 233 мм., при взрывании уступов 5 м, 10м и 15 м Сетка скважин определяется для каждого блока, исходя из его параметров, типа ВВ, горногеологических условий и т.д. В зависимости от физико-механической характеристики горных пород возможно изменение глубины и сети скважин. Применяются буровые станки SUNWARD SWD 102A, SmartROC, Kaishan KG940A, SmartRocD-45, SmartRocD-60, Zega, Epiroc DM 45 или схожие по характеристикам допущенные к применению на территории РК. или схожие по характеристикам допущенные к применению на территории РК.

Технические характеристики буровых станков представлены в таблице 3.15.

Таблица 3.15 – Технические характеристики буровых станков

№ п/п	Наименование	Ед. изм.	SUNWARD SWDE 165	SmartROC	Kaishan K G940A	ZEGA D480A	Epiroc DM 45
1	Метод бурения		С погружным пневмоударником,	С погружным пневмоударником	С погружным пневмоударником	С погружным пневмоударником	Шарошечное бурение
2	Диаметр скважин	мм	138-180	105-203	90-170	138-203	140-225
3	Глубина скважин	м	30	54	25	35	53
4	Длина станка	мм	9500	5450	5400	12560	9830
5	Высота мачты в рабочем положении	мм	9600	11250	—	12560	13280
6	Ширина в рабочем положении	мм	3200	2500	2330	2700	5230
7	Колея между траками гусениц	мм	1960	1840	—	-	2060
8	Угол наклона стрелы	град .	15-45	25-90	25-50	55	0-30

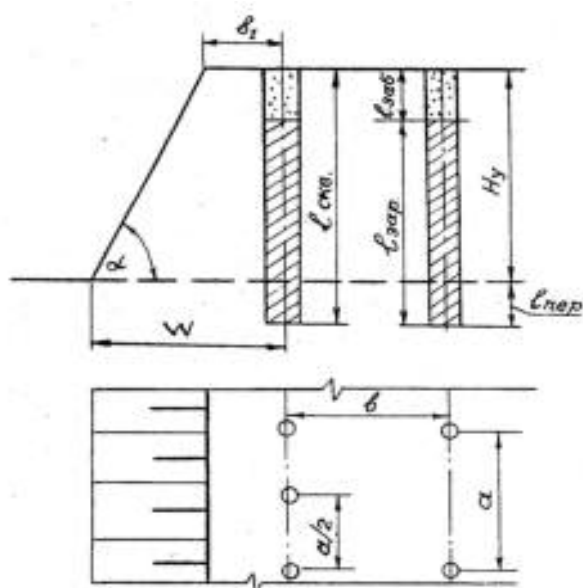
Необходимые параметры бурения и тип ВВ отражены в Типовом проекте БВР на планируемый год. В настоящем проекте приведен пример расчета БВР для диаметра скважин 165 мм [15].

Вмещающие породы первичных руд представлены сланцами, имеющими 8-13 группу по классификации для буровзрывных работ. Рудные тела представлены кварцитами, относящимся к 8-13 группам по классификации для буровзрывных работ.

Размер кондиционного куска при добыче полезного ископаемого принят 0-500 мм. При этом выход негабарита не должен превышать 5% от объема взорванной массы.

Размер приконтурной зоны принимается 30 метров. Для сохранности предохранительных берм и откосов уступов при подходе к предельным контурам карьера по проектному контуру предварительно взрывается экранирующая щель.

3.14.1. Расчет параметров БВР



- $L_{\text{св.}}$ – глубина скважины, м
- $L_{\text{пер.}}$ – перебур скважины, м
- H_y – высота уступа, м
- $L_{\text{зар}}$ – длина заряда, м
- $L_{\text{заб}}$ – длина забойки, м
- W – линия сопротивления по подошве, м
- a – расстояние между скважинами в ряду, м
- b – расстояние между рядами скважин, м
- b_1 – расстояние от бровки уступа до первого ряда скважин, м

Рисунок 3.54 – Параметры БВР

Диаметр скважины (d_c) составляет 165 мм.

Глубина перебура для вертикальных скважин принимается в пределах:

$$L_{\text{п}} = (10 - 15\%) H_y,$$

где $H_y = 5$ – высота уступа, м.

$$L_{\text{п}} = 10\% \times 5 = 0,5 \text{ м.}$$

Глубина скважины:

$$L_c = H_y + L_{\text{п}},$$

$$L_c = 5 + 0,5 = 5,5 \text{ м.}$$

Количество ВВ, размещаемого в 1 м скважины:

$$p = 0,785 \times d_c^2 \times \Delta,$$

где $d_c = 0,165$ – диаметр скважины, м;

$\Delta = 1,05$ – плотность ВВ, кг/м³.

$$p = 0,785 \times 0,165^2 \times 1,05 = 22,44 \text{ кг/м}.$$

Расчетная величина сопротивления по подошве:

$$W = 0,9 \sqrt{\frac{p}{q_p}},$$

где q_p – расчетный удельный расход ВВ.

По методике Гипроруды расчетный удельный расход ВВ определяют по формуле:

$$q_p = q \times k_p \times k_{дс} \times k_{вв},$$

где $q = 0,5$ – удельный расход эталонного ВВ при размере кондиционного куска 1000 мм и диаметре заряда 243 мм, кг/м³;

$k_p = 1,3$ – поправочный коэффициент на размер кондиционного куска;

$k_{дс} = 1,07$ – поправочный коэффициент на диаметр скважины;

$k_{вв} = 1,0$ – переводной коэффициент от эталонного ВВ к применяемому.

$$q_p = 0,5 \times 1,3 \times 1,07 \times 1,0 = 0,7 \text{ кг/м}^3.$$

$$W = 0,9 \sqrt{\frac{22,44}{0,7}} = 5,1 \text{ м}.$$

Расстояние между скважинами в ряду определяется по формуле:

$$a = m \times W,$$

где $m = 0,9 \div 1,0$ – коэффициент сближения скважин.

$$a = 0,99 \times 5,1 = 5 \text{ м}.$$

При многорядном короткозамедленном взрывании расстояние между рядами скважин $b = (0,85 \div 1) \times a$, принимаем $b = 0,9$

$$b = 0,9 \times 5 = 4,5 \text{ м}$$

Объем породы, отбиваемый одной скважиной:

$$V_c = H_y \times b \times a = 5 \times 4,5 \times 5 = 112,5 \text{ м}^3$$

Величина заряда в скважине:

$$Q_c = V_c \times q_p = 112,5 \times 0,7 = 78,7 \text{ кг}$$

Длина заряда в скважине:

$$L_3 = Q_c / p = 78,7 / 22,4 = 3,5 \text{ м}.$$

Фактическая длина забойки при полном заполнении скважины:

$$L_{заб.} = L_c - L_3 = 5,5 - 3,5 = 2 \text{ м.}$$

Расчет ширины буровой заходки.

Исходные данные:

– среднее количество горной массы, взрывающейся за один взрыв ~ 50 тыс. м³.

– размеры взрывающегося блока при высоте уступа 5,0 м ~ 160 × 50 м.

W – линия наименьшего сопротивления – 5,1 м.

в – расстояние между рядами – 4,5 м.

n – количество рядов, шт

$$A_3 = W + в \times (n - 1)$$

$$A_3 = 5,1 + 4,5 \times (10 - 1) = 45 \text{ м.}$$

3.14.1.1. Определение зон, опасных по разлету отдельных кусков породы (грунта).

Расстояния, безопасные по разлету отдельных кусков породы при взрывании скважинных зарядов рыхления определяем по формуле (1) приложения 11 «Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов» [6]

$$r_{разл} = 1250 \eta_3 \sqrt{\frac{f}{1 + \eta_{заб}} \cdot \frac{d}{a}}$$

Где η_3 - коэффициент заполнения скважины взрывчатым веществом

$$\eta_3 = \frac{l_3}{L_c}$$

l_3 - длина заряда в скважине, м

L_c - глубина пробуренной скважины, м

$\eta_{заб}$ - коэффициент заполнения скважины забойкой

$$\eta_{заб} = \frac{l_{заб}}{l_n}$$

$l_{заб}$ - длина забойки, м

l_n - длина свободной от заряда верхней части скважины,

(при полном заполнении забойкой свободной от заряда верхней части скважины $\eta_{заб} = 1$, при взрывании без забойки $\eta_{заб} = 0$)

f - коэффициент крепости пород

d - диаметр взрывающейся скважины, м

a – расстояние между скважинами в ряду или между рядами скважин, м

При взрывании серии скважинных зарядов одинакового диаметра, с переменными параметрами a , η_3 , $\eta_{заб}$ расчет $r_{разл}$ должен производиться по наименьшим значениям a , $\eta_{заб}$ и наибольшему η_3 из всех имеющихся в данной серии.

Если взрываемый участок массива представлен породами с различной крепостью, следует в расчете $r_{разл}$ принимать максимальное значение коэффициента крепости f .

При взрывании параллельно – сближенных (кустов, пучков) скважинных зарядов, диаметром d принимается их эквивалентный диаметр $d_э$.

$$d_э = d\sqrt{N_c}$$

Где N_c - число параллельно – сближенных скважин

Расчетное значение опасного расстояния округляется в большую сторону до значения, кратного 50 метров. Окончательно принимаемое при этом безопасное расстояние не должно быть меньше минимальных расстояний, указанных в таблице 3.16.

Таблица 3.16 – Минимально допустимые радиусы опасных зон, м

Виды и методы взрывных работ	Минимально допустимые радиусы опасных зон, м
Взрывание на открытых работах методами:	
1. Наружных зарядов, в том числе кумулятивных	300 по проекту
2. Шпуровых зарядов	200
3. Скважинных зарядов	не менее 200 (с забойкой)

Безопасные расстояния от места взрыва до механизмов, зданий сооружений определяются в проекте на взрыв с учетом конкретных условий, но не менее 250 м.

Расчет для 115 диаметра:

Определить $r_{разл}$ при взрывании породы на карьере для, следующих параметров серии скважинных зарядов рыхления:

коэффициент крепости $f = 13$, диаметр скважин $d = 0,115$ м, расстояние между рядами скважин $a = 3,5$ м, расстояние между скважинами $b = 3$ м, длина заряда $l_з = 4,5$ м, глубина скважины $L_c = 5,5$ м, верхняя часть скважины до устья заполняется забойкой.

$$l_n = L_{заб} = 5,5 - 4,5 = 1 \text{ м} \quad \eta_{заб} = 1$$

Коэффициент заполнения скважин взрывчатым веществом

$$\eta_з = 4,5 : 5,5 = 0,82$$

Расчетное значение $r_{разл}$ составляет:

$$r_{разл} = 1250 \cdot 0,82 \cdot \sqrt{\frac{13}{1+1} \cdot \frac{0,115}{3}} = 512 \text{ м}$$

Радиус опасной зоны по разлету осколков определяется по табл. 4-1
 Приложение 11 к «Правила обеспечения промышленной безопасности для
 опасных производственных объектов» по условной ЛНС W ($W = 10/14W_{max}$)
 приведено в таблице 3.17.

Таблица 3.17 – Радиус опасной зоны по разлету осколков

W_{max} x	W	Радиус опасной зоны, м		W_{max}	W	Радиус опасной зоны, м	
		для людей	для механизмов			для людей	для механизмов
2,1	1,5	200	100	14	10	500	250
2,8	2,0	200	100	17	12	500	250
5,6	4,0	300	150	21	15	600	300
8,3	6,0	300	150	28	20	700	350
11	8,0	400	200	35	25	800	400

Округляем безопасное расстояние в большую сторону до величины кратной 50м., и принимаем 550 м.

Расчет для 165 диаметра:

Определить $r_{разл}$ при взрывании породы на карьере для, следующих параметров серии скважинных зарядов рыхления:

коэффициент крепости $f = 13$, диаметр скважин $d = 0,165$ м, расстояние между рядами скважин $a = 5$ м, расстояние между скважинами $b = 4,5$ м, длина заряда $l_z = 8,3$ м, глубина скважины $L_c = 11$ м, верхняя часть скважины до устья заполняется забойкой.

$$l_n = L_{заб} = 11 - 8,3 = 2,7 \text{ м}$$

$$\eta_{заб} = 1$$

Коэффициент заполнения скважин взрывчатым веществом

$$\eta_z = 8,3 : 11 = 0,75$$

Расчетное значение $r_{разл}$ составляет:

$$r_{разл} = 1250 \cdot 0,75 \cdot \sqrt{\frac{13}{1+1} \cdot \frac{0,165}{4,5}} = 458 \text{ м}$$

Округляем безопасное расстояние в большую сторону до величины кратной 50м., и принимаем 550 м.

Расчет для 191 диаметра:

Определить $r_{разл}$ при взрывании породы на карьере для, следующих параметров серии скважинных зарядов рыхления:

коэффициент крепости $f = 13$, диаметр скважин $d = 0,191$ м, расстояние между рядами скважин $a = 5.5$ м, расстояние между скважинами $b = 5.5$ м, длина заряда $l_z = 7.3$ м, глубина скважины $L_c = 11.3$ м, верхняя часть скважины до устья заполняется забойкой.

$$l_n = L_{заб} = 11.3 - 7.3 = 4.0 \text{ м}$$

$$\eta_{заб} = 1$$

Коэффициент заполнения скважин взрывчатым веществом

$$\eta_z = 7.3 : 11.3 = 0.65$$

Расчетное значение $r_{разл}$ составляет:

$$r_{разл} = 1250 \cdot 0,65 \cdot \sqrt{\frac{13}{1+1} \cdot \frac{0,191}{5.5}} = 386 \text{ м}$$

Округляем безопасное расстояние в большую сторону до величины кратной 50м., и принимаем 400 м.

Расчет для 216 диаметра:

Определить $r_{разл}$ при взрывании породы на карьере для, следующих параметров серии скважинных зарядов рыхления:

коэффициент крепости $f = 13$, диаметр скважин $d = 0,216$ м, расстояние между рядами скважин $a = 6$ м, расстояние между скважинами $b = 7$ м, длина заряда $l_z = 7.3$ м, глубина скважины $L_c = 11.3$ м, верхняя часть скважины до устья заполняется забойкой.

$$l_n = L_{заб} = 11.3 - 7.3 = 4.0 \text{ м} \quad \eta_{заб} = 1$$

Коэффициент заполнения скважин взрывчатым веществом

$$\eta_z = 7.3 : 11.3 = 0.65$$

Расчетное значение $r_{разл}$ составляет:

$$r_{разл} = 1250 \cdot 0,65 \cdot \sqrt{\frac{13}{1+1} \cdot \frac{0,216}{6.0}} = 393 \text{ м}$$

Округляем безопасное расстояние в большую сторону до величины кратной 50м., и принимаем 400 м.

Расчет для 233 диаметра:

Определить $r_{разл}$ при взрывании породы на карьере для, следующих параметров серии скважинных зарядов рыхления:

коэффициент крепости $f = 13$, диаметр скважин $d = 0,233$ м, расстояние между рядами скважин $a = 6.5$ м, расстояние между скважинами $b = 7.5$ м, длина заряда $l_z = 7.3$ м, глубина скважины $L_c = 11.3$ м, верхняя часть скважины до устья заполняется забойкой.

$$l_n = L_{заб} = 11.3 - 7.3 = 4.0 \text{ м} \quad \eta_{заб} = 1$$

Коэффициент заполнения скважин взрывчатым веществом

$$\eta_z = 7.3 : 11.3 = 0.65$$

Расчетное значение $r_{разл}$ составляет:

$$r_{разл} = 1250 \cdot 0,65 \cdot \sqrt{\frac{13}{1+1} \cdot \frac{0,233}{6.5}} = 392 \text{ м}$$

Округляем безопасное расстояние в большую сторону до величины кратной 50м., и принимаем 400 м.

Определение зон, опасных по разлету отдельных кусков породы (грунта) при высоте уступа 15м.

Расчет для 191 диаметра:

Определить $r_{разл}$ при взрывании породы на карьере для, следующих параметров серии скважинных зарядов рыхления:

коэффициент крепости $f = 13$, диаметр скважин $d = 0,191$ м, расстояние между рядами скважин $a = 6$ м, расстояние между скважинами $b = 6$ м, длина заряда $l_z = 12.8$ м, глубина скважины $L_c = 16.8$ м, верхняя часть скважины до устья заполняется забойкой.

$$l_n = L_{заб} = 16.8 - 12.8 = 4.0 \text{ м} \quad \eta_{заб} = 1$$

Коэффициент заполнения скважин взрывчатым веществом

$$\eta_z = 12.8 : 16.8 = 0.76$$

Расчетное значение $r_{разл}$ составляет:

$$r_{разл} = 1250 \cdot 0,76 \cdot \sqrt{\frac{13}{1+1} \cdot \frac{0,191}{6}} = 432 \text{ м}$$

Округляем безопасное расстояние в большую сторону до величины кратной 50м., и принимаем 450 м.

Расчет для 216 диаметра:

Определить $r_{разл}$ при взрывании породы на карьере для, следующих параметров серии скважинных зарядов рыхления:

коэффициент крепости $f = 13$, диаметр скважин $d = 0,216$ м, расстояние между рядами скважин $a = 6.5$ м, расстояние между скважинами $b = 7.0$ м, длина заряда $l_z = 12.8$ м, глубина скважины $L_c = 16.8$ м, верхняя часть скважины до устья заполняется забойкой.

$$l_n = L_{заб} = 16.8 - 12.8 = 4.0 \text{ м} \quad \eta_{заб} = 1$$

Коэффициент заполнения скважин взрывчатым веществом

$$\eta_z = 12.8 : 16.8 = 0.76$$

Расчетное значение $r_{разл}$ составляет:

$$r_{разл} = 1250 \cdot 0,76 \cdot \sqrt{\frac{13}{1+1} \cdot \frac{0,216}{6.5}} = 441 \text{ м}$$

Округляем безопасное расстояние в большую сторону до величины кратной 50м., и принимаем 450 м.

Расчет для 233 диаметра:

Определить $r_{разл}$ при взрывании породы на карьере для, следующих параметров серии скважинных зарядов рыхления:

коэффициент крепости $f = 13$, диаметр скважин $d = 0,233$ м, расстояние между рядами скважин $a = 7.0$ м, расстояние между скважинами $b = 7.0$ м, длина заряда $l_z = 12.8$ м, глубина скважины $L_c = 16.8$ м, верхняя часть скважины до устья заполняется забойкой.

$$l_n = L_{заб} = 16.8 - 12.8 = 4.0 \text{ м} \quad \eta_{заб} = 1$$

Коэффициент заполнения скважин взрывчатым веществом

$$\eta_z = 12.8 : 16.8 = 0.76$$

Расчетное значение $r_{разл}$ составляет:

$$r_{разл} = 1250 \cdot 0,76 \cdot \sqrt{\frac{13}{1+1} \cdot \frac{0,233}{7}} = 442 \text{ м}$$

Округляем безопасное расстояние в большую сторону до величины кратной 50м., и принимаем 450 м.

В результате произведенных расчетов для данного карьера окончательное безопасное расстояние $r_{разл}$ принимается равным 550 м для людей, для механизмов и оборудования - 300м.

3.14.1.2. Определение сейсмически безопасных расстояний при взрывах

При одновременном взрывании N зарядов ВВ общей массой Q со временем задержки между взрывами каждого заряда не менее 20 мс безопасное расстояние (м) определяется по формуле

$$r_c = \frac{K_z K_c \alpha}{N^{1/4}} \cdot Q^{1/3}.$$

где: r_c - расстояние от места взрыва до охраняемого здания (сооружения);
 K_z - коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого объекта – здания, сооружения;

для скальных пород нарушенных, с неглубоким слоем мягких грунтов на скальном основании $K_z = 8$;

K_c - коэффициент, зависящий от типа здания (сооружения) и характера застройки;

для одиночных зданий и сооружений производственного назначения $K_c = 1$,

для жилых поселков $K_c = 2$.

Q - масса заряда, кг

$\alpha = 1$ – коэффициент зависящий от условий взрывания, для взрывов рыхления (с учетом размещения заряда в воде и водо-насыщенных грунтах).

Расчет:

Определить r_c сейсмобезопасное расстояние (м) для зданий и сооружений при одновременном взрывании породы на карьере при параметрах:

$K_z = 8$ коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого объекта – здания, сооружения (для скальных пород нарушенных, с неглубоким слоем мягких грунтов на скальном основании);

коэффициент, зависящий от типа здания (сооружения) и характера застройки; $K_c = 1$; коэффициент, зависящий от условий взрывания, для взрывов рыхления (с учетом размещения заряда в воде и водо-насыщенных грунтах) $\alpha = 2$; масса заряда $Q = 150\,000$ кг; число ступеней взрывания $N = 30$ шт.

$$r_c = \frac{8 \cdot 1 \cdot 2}{\sqrt[4]{30}} \cdot \sqrt[3]{150\,000} = 349 \text{ м.}$$

Указанные методы определения безопасных расстояний относятся к зданиям, находящимся в удовлетворительном техническом состоянии. В противном случае безопасные расстояния увеличиваются в 2 раза.

3.14.1.3. Определение расстояний, безопасных по действию ударной воздушной волны (УВВ) при взрывах.

Расстояния безопасные r_6 по действию ударной воздушной волны на здания и сооружения рассчитываются по формуле:

$$r_6 = 65 * \sqrt{Q_3} \text{ м, при } 2 \leq Q_3 < 1000 \text{ кг.}$$

$$r_6 = 63 * \sqrt[3]{Q_3^2} \text{ м, при } Q_3 < 2.$$

где r_6 – безопасное расстояние, м
 Q_3 – эквивалентная масса заряда, кг.
 Эквивалентный заряд Q_3 рассчитывается по формуле:

$$Q_3 = 12 P d K_3 N \text{ кг.}$$

где P - вместимость взрывчатых веществ 1 м. скважины (шпура), кг;
 K_3 - коэффициент, значение которого зависит от отношения длины забойки $l_{зab}$ к диаметру скважины (шпура);
 d - (при отсутствии забойки - зависит от отношения длины свободной от заряда части скважины $l_{св}$ к d);
 N – количество скважин в группе, шт.

Расчет для 165 диаметра:

Определение радиуса опасной зоны по действию УВВ при взрыве серии скважинных зарядов, диаметр скважин $d = 0,165$ м, длина заряда $l_3 = 8,3$ м, глубина скважины $L_c = 11$ м, верхняя часть скважины до устья заполняется забойкой, количество скважин в группе $N = 3$ шт, вместимость взрывчатых веществ 1 м. скважины $P=23,5$ кг, $K_3 = 0,03$. Каждая скважина имеет свое замедление.

$$K_3 = 2,7/0,165 = 11,5 = 0,03$$

$l_{зab}/d$	0	5	10	15	20
K_3	1	0,15	0,02	0,03	0,002

$$Q_3 = 12 * 23,5 * 0,165 * 0,03 * 3 = 4,19 \text{ кг.}$$

$$r_6 = 65\sqrt{4,19} = 133 \text{ метра}$$

В карьере ТОО «Комаровское горное предприятие» породы по СНиП относятся к IX группе, при взрывании пород радиус опасной зоны должен быть увеличен в 1,5 раза, ввиду использования короткозамедленного взрывания радиус опасной зоны должен быть увеличен еще в 1,5 раза. При отрицательной температуре воздуха радиус увеличиваем в 1,5 раза соответственно. В соответствии с п.1.3 (подпункт 4) Приложения 11 «Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов»

$$r_6 = 133 * 1,5 * 1,5 * 1,5 = 449 \text{ метров.}$$

Поскольку взрывные работы производятся в карьере, на пути распространения УВВ в определенных направлениях могут быть преграды в виде уступов, бортов и пр., поэтому расчетное расстояние может быть уменьшено в 2 раза.

Расчет для 115 диаметра:

Определение радиуса опасной зоны по действию УВВ при взрыве серии скважинных зарядов, диаметр скважин $d = 0,115$ м, длина заряда $l_3 = 4,5$ м, глубина скважины $L_c = 5,5$ м, верхняя часть скважины до устья заполняется забойкой, количество скважин в группе $N = 7$ шт, вместимость взрывчатых веществ 1 м. скважины $P = 11,43$ кг, $K_3 = 0,02$. Каждая скважина имеет свое замедление.

$$K_3 = 1/0,115 = 8.7 = 0,02$$

l_{305}/d	0	5	10	15	20
K_3	1	0,15	0,02	0,03	0,002

$$Q_3 = 12 * 11,43 * 0,115 * 0,02 * 7 = 2,21 \text{ кг.}$$

$$r_6 = 65\sqrt{2,21} = 96,6 \text{ метра}$$

В карьерах ТОО «Комаровское горное предприятие» породы по СНиП относятся к IX группе, при взрывании пород радиус опасной зоны должен быть увеличен в 1,5 раза, ввиду использования короткозамедленного взрывания радиус опасной зоны должен быть увеличен еще в 1,5 раза. При отрицательной температуре воздуха радиус увеличиваем в 1,5 раза соответственно. В соответствии с п.1.3 (подпункт 4) Приложения 11 «Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов»

$$r_6 = 96,6 * 1,5 * 1,5 * 1,5 = 326 \text{ метра.}$$

Поскольку взрывные работы производятся в карьере, на пути распространения УВВ в определенных направлениях могут быть преграды в виде уступов, бортов и пр., поэтому расчетное расстояние может быть уменьшено в 2 раза.

Расчет для 191 диаметра:

Определение радиуса опасной зоны по действию УВВ при взрыве серии скважинных зарядов, диаметр скважин $d = 0.191$ м, длина заряда $l_z = 7.3$ м, глубина скважины $L_c = 11.3$ м, верхняя часть скважины до устья заполняется забойкой, количество скважин в группе $N = 13$ шт, вместимость взрывчатых веществ 1 м. скважины $P=30,6$ кг, $K_z = 0,002$. Каждая скважина имеет свое замедление.

$$K_z = 4.0/0.191 = 20.9 = 0.002$$

$l_{зв}/d$	0	5	10	15	20
K_z	1	0,15	0,02	0,03	0,002

$$Q_z = 12*30,6*0.191*0.002*13 = 1,82 \text{ кг.}$$

$$r_g = 63\sqrt[3]{1.82^2} = 94 \text{ м}$$

В карьерах ТОО «Комаровское горное предприятие» породы по СНиП относятся к IX группе, при взрывании пород радиус опасной зоны должен быть увеличен в 1,5 раза, ввиду использования короткозамедленного взрывания радиус опасной зоны должен быть увеличен еще в 1,5 раза. При отрицательной температуре воздуха радиус увеличиваем в 1,5 раза соответственно. В соответствии с п.1.3 (подпункт 4) Приложения 11 «Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов»

$$r_g = 94 * 1,5 * 1,5 * 1,5 = 317 \text{ м.}$$

Поскольку взрывные работы производятся в карьере, на пути распространения УВВ в определенных направлениях могут быть преграды в виде уступов, бортов и пр., поэтому расчетное расстояние может быть уменьшено в 2 раза.

Расчет для 216 диаметра:

Определение радиуса опасной зоны по действию УВВ при взрыве серии скважинных зарядов, диаметр скважин $d = 0.216$ м, длина заряда $l_z = 7.3$ м, глубина скважины $L_c = 11.3$ м, верхняя часть скважины до устья заполняется забойкой, количество скважин в группе $N = 9$ шт, вместимость взрывчатых веществ 1 м. скважины $P=39,1$ кг, $K_z = 0,002$. Каждая скважина имеет свое замедление.

$$K_z = 4.0/0.216 = 18.5 = 0.002$$

$l_{зв}/d$	0	5	10	15	20
K_z	1	0,15	0,02	0,03	0,002

$$Q_z = 12*39,1*0.216*0.002*9 = 1.82 \text{ кг.}$$

$$r_g = 63\sqrt[3]{1.82^2} = 94 \text{ м}$$

В карьерах ТОО «Комаровское горное предприятие» породы по СНиП относятся к IX группе, при взрывании пород радиус опасной зоны должен быть увеличен в 1,5 раза, ввиду использования короткозамедленного взрывания радиус опасной зоны должен быть увеличен еще в 1,5 раза. При отрицательной температуре воздуха радиус увеличиваем в 1,5 раза соответственно. В соответствии с п.1.3 (подпункт 4) Приложения 11 «Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов»

$$r_6 = 94 * 1,5 * 1,5 * 1,5 = 317 \text{ метров.}$$

Поскольку взрывные работы производятся в карьере, на пути распространения УВВ в определенных направлениях могут быть преграды в виде уступов, бортов и пр., поэтому расчетное расстояние может быть уменьшено в 2 раза.

Расчет для 233 диаметра:

Определение радиуса опасной зоны по действию УВВ при взрыве серии скважинных зарядов, диаметр скважин $d = 0.233\text{м}$, длина заряда $l_z = 7.3 \text{ м}$, глубина скважины $L_c = 11.3 \text{ м}$, верхняя часть скважины до устья заполняется забойкой, количество скважин в группе $N = 8 \text{ шт}$, вместимость взрывчатых веществ 1 м. скважины $P=45,5 \text{ кг}$, $K_3 = 0,002$. Каждая скважина имеет свое замедление.

$$K_3 = 4.0/0.233 = 17.2 = 0.002$$

$l_{\text{з.з.}}/d$	0	5	10	15	20
K_3	1	0,15	0,02	0,03	0,002

$$Q_3 = 12 * 45,5 * 0.233 * 0.002 * 8 = 2,04 \text{ кг.}$$

$$r_6 = 65\sqrt{2,04} = 93 \text{ м}$$

В карьерах ТОО «Комаровское горное предприятие» породы по СНиП относятся к IX группе, при взрывании пород радиус опасной зоны должен быть увеличен в 1,5 раза, ввиду использования короткозамедленного взрывания радиус опасной зоны должен быть увеличен еще в 1,5 раза. При отрицательной температуре воздуха радиус увеличиваем в 1,5 раза соответственно. В соответствии с п.1.3 (подпункт 4) Приложения 11 «Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов»

$$r_6 = 93 * 1,5 * 1,5 * 1,5 = 314 \text{ м.}$$

Поскольку взрывные работы производятся в карьере, на пути распространения УВВ в определенных направлениях могут быть преграды в виде уступов, бортов и пр., поэтому расчетное расстояние может быть уменьшено в 2 раза.

Определение расстояний, безопасных по действию ударной воздушной волны (УВВ) при взрывах, при высоте уступа 15 м.

Расчет для 191 диаметра:

Определение радиуса опасной зоны по действию УВВ при взрыве серии скважинных зарядов, диаметр скважин $d = 0.191\text{м}$, длина заряда $l_z = 12.8\text{ м}$, глубина скважины $L_c = 16.8\text{ м}$, верхняя часть скважины до устья заполняется забойкой, количество скважин в группе $N = 13$ шт, вместимость взрывчатых веществ 1 м. скважины $P=30,6\text{ кг}$, $K_z = 0,002$. Каждая скважина имеет свое замедление.

$$K_z = 4.0/0.191 = 20.9 = 0.002$$

$l_{\text{зв}}/d$	0	5	10	15	20
K_z	1	0,15	0,02	0,03	0,002

$$Q_z = 12*30,6*0.191*0.002*13 = 1,82\text{ кг.}$$

$$r_g = 63\sqrt[3]{1.82^2} = 94\text{ м}$$

В карьерах ТОО «Комаровское горное предприятие» породы по СНиП относятся к IX группе, при взрывании пород радиус опасной зоны должен быть увеличен в 1,5 раза, ввиду использования короткозамедленного взрывания радиус опасной зоны должен быть увеличен еще в 1,5 раза. При отрицательной температуре воздуха радиус увеличиваем в 1,5 раза соответственно. В соответствии с п.1.3 (подпункт 4) Приложения 11 «Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов»

$$r_g = 94 * 1,5 * 1,5 * 1,5 = 317\text{ м.}$$

Поскольку взрывные работы производятся в карьере, на пути распространения УВВ в определенных направлениях могут быть преграды в виде уступов, бортов и пр., поэтому расчетное расстояние может быть уменьшено в 2 раза.

Расчет для 216 диаметра:

Определение радиуса опасной зоны по действию УВВ при взрыве серии скважинных зарядов, диаметр скважин $d = 0,216\text{м}$, длина заряда $l_z = 12,8\text{ м}$, глубина скважины $L_c = 16,8\text{ м}$, верхняя часть скважины до устья заполняется забойкой, количество скважин в группе $N = 13$ шт, вместимость взрывчатых веществ 1 м. скважины $P=39,1\text{ кг}$, $K_z = 0,002$. Каждая скважина имеет свое замедление.

$$K_z = 4.0/0.216 = 18.5 = 0,002$$

$l_{\text{зв}}/d$	0	5	10	15	20
K_z	1	0,15	0,02	0,03	0,002

$$Q_3 = 12 \cdot 39,1 \cdot 0,216 \cdot 0,002 \cdot 13 = 2,64 \text{ кг.}$$

$$r_0 = 65\sqrt{2,64} = 106 \text{ м}$$

В карьерах ТОО «Комаровское горное предприятие» породы по СНиП относятся к IX группе, при взрывании пород радиус опасной зоны должен быть увеличен в 1,5 раза, ввиду использования короткозамедленного взрывания радиус опасной зоны должен быть увеличен еще в 1,5 раза. При отрицательной температуре воздуха радиус увеличиваем в 1,5 раза соответственно. В соответствии с п.1.3 (подпункт 4) Приложения 11 «Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов»

$$r_0 = 106 \cdot 1,5 \cdot 1,5 \cdot 1,5 = 358 \text{ метров.}$$

Поскольку взрывные работы производятся в карьере, на пути распространения УВВ в определенных направлениях могут быть преграды в виде уступов, бортов и пр., поэтому расчетное расстояние может быть уменьшено в 2 раза.

Расчет для 233 диаметра:

Определение радиуса опасной зоны по действию УВВ при взрыве серии скважинных зарядов, диаметр скважин $d = 0,233 \text{ м}$, длина заряда $l_3 = 12,8 \text{ м}$, глубина скважины $L_c = 16,8 \text{ м}$, верхняя часть скважины до устья заполняется забойкой, количество скважин в группе $N = 8 \text{ шт}$, вместимость взрывчатых веществ 1 м. скважины $P = 45,5 \text{ кг}$, $K_3 = 0,002$. Каждая скважина имеет свое замедление.

$$K_3 = 4,0/0,233 = 17,2 = 0,002$$

l_{305}/d	0	5	10	15	20
K_3	1	0,15	0,02	0,03	0,002

$$Q_3 = 12 \cdot 45,5 \cdot 0,233 \cdot 0,002 \cdot 8 = 2,04 \text{ кг.}$$

$$r_0 = 65\sqrt{2,04} = 93 \text{ м}$$

В карьерах ТОО «Комаровское горное предприятие» породы по СНиП относятся к IX группе, при взрывании пород радиус опасной зоны должен быть увеличен в 1,5 раза, ввиду использования короткозамедленного взрывания радиус опасной зоны должен быть увеличен еще в 1,5 раза. При отрицательной температуре воздуха радиус увеличиваем в 1,5 раза соответственно. В соответствии с п.1.3 (подпункт 4) Приложения 11 «Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов»

$$r_0 = 93 \cdot 1,5 \cdot 1,5 \cdot 1,5 = 314 \text{ метров.}$$

Поскольку взрывные работы производятся в карьере, на пути распространения УВВ в определенных направлениях могут быть преграды в виде уступов, бортов и пр., поэтому расчетное расстояние может быть уменьшено в 2 раза.

Меры безопасности в отношении ядовитых газов. Образующихся при массовых взрывах.

Так как суммарная масса ВВ при одновременном взрывании не превышает 200 тн. , безопасные расстояния по действию ядовитых газов при взрыве расчетным путем не определяются.

После массового взрыва, посты ПАСС должны осуществлять контроль над содержанием ядовитых продуктов взрыва в карьере. Количество постов определяется в каждом конкретном случае командиром ПАСС и ответственным за организацию производства взрывных работ.

Время проветривания карьера устанавливается в каждом случае ответственным за организацию производства взрывных работ, совместно с командиром подразделения ПАСС.

Допуск бойцов ПАСС и лиц, ответственных за проверку блоков на полноту взрывания внутрь зоны оцепления, производится по команде ответственного руководителя взрывных работ после рассеивания пылегазового облака и восстановления видимости в карьере, но не ранее чем через 15 минут после производства взрыва.

Осмотр взорванных блоков взрывперсоналом осуществляется визуально с наветренной стороны, после получения информации от бойцов ПАСС об отсутствии загазованности атмосферы. При этом лица взрывперсонала, ответственные за проверку блоков, допускаются по команде руководителя взрывных работ в проветренные от ядовитых продуктов взрыва места, но не ранее чем через 30 минут после массового взрыва. Хождение по взорванной горной массе категорически запрещается.

Допуск трудящихся в карьер разрешается ответственным за организацию производства взрывных работ. После получения от постов ПАСС сообщений о результатах анализа воздуха, подтверждающих отсутствие опасных концентраций продуктов взрыва, а также, после полного осмотра взрывных блоков взрывперсоналом и докладе об отсутствии отказов, но не ранее чем через 30 минут после производства взрыва, рассеивании пылевого облака и полного восстановления видимости карьера.

Допуск людей на уступы, где произведен массовый взрыв, разрешается ответственным за организацию производства взрывных работ. После получения от постов ПАСС сообщения о результатах анализов воздуха, подтверждающих отсутствие опасных концентраций продуктов взрыва.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ:

- безопасное расстояние по разлету отдельных кусков породы (грунта) для 115 диаметра. = 512 метров.
- безопасное расстояние по разлету отдельных кусков породы (грунта) для 165 диаметра. = 458 метров.
- безопасное расстояние по разлету отдельных кусков породы (грунта) для 191 диаметра. = 432 метров.

- безопасное расстояние по разлету отдельных кусков породы (грунта) для 216 диаметра. = 441 метров.
- безопасное расстояние по разлету отдельных кусков породы (грунта) для 233 диаметра. = 442 метров.

- сейсмически безопасное расстояние $R_c = 349$ метров.

- расстояние, безопасное по действию ударной воздушной волны (УВВ) при взрывах для 115 диаметра $R_v = 326$ метров.
- расстояние, безопасное по действию ударной воздушной волны (УВВ) при взрывах для 165 диаметра $R_v = 449$ метров.
- расстояние, безопасное по действию ударной воздушной волны (УВВ) при взрывах для 191 диаметра $R_v = 317$ метра.
- расстояние, безопасное по действию ударной воздушной волны (УВВ) при взрывах для 216 диаметра $R_v = 358$ метра.
- расстояние, безопасное по действию ударной воздушной волны (УВВ) при взрывах для 233 диаметра $R_v = 314$ метр.

Из выше указанных расчетов округляем максимально опасное расстояние (по разлету отдельных кусков породы) до величины, кратной 50. Для карьеров ТОО «Комаровское горное предприятие» принимается максимальный радиус опасной зоны равный 550 м.

Результаты расчётов параметров БВР приведены в таблице 3.18.

Таблица 3.18 – Результаты расчётов параметров БВР

№ п/п	Наименование показателей	Единица измерения	Кол-во
1	2	3	4
1	Высота уступа, Н	м	5
2	Коэффициент крепости, f		12
3	Диаметр скважины, d	мм	165
4	Угол наклона скважины, α	град.	90-60
5	Глубина скважины, Lc	м	5,5
6	Линия наименьшего сопротивления, W	м	5,1
7	Расстояние между скважинами в ряду, a	м	4,5
8	Расстояние между рядами скважин, b	м	4,5
9	Масса заряда в скважине, Q	кг	78,7
10	Длина заряда в скважине, Lзар	м	3,5
11	Длина забойки, Lзб	м	2,0
12	Удельный расход ВВ, qh	кг/м ³	0,85
13	Выход горной массы с 1 скважины	м ³	18,5
14	Радиус опасной зоны по разлету осколков	м	550
15	Сейсмически безопасное расстояние	м	268
16	Безопасное расстояние по действию УВВ	м	449

Результаты расчётов потребного количества оборудования и ВВ на весь период представлены в таблице 3.19.

Таблица 3.19 – Результаты расчётов потребного количества оборудования и ВВ по годам

№ п/п	Необходимые данные	Ед. изм.	Данные по годам:				
			2026	2027	2028	2029	
1	2	3	4	5	6	7	8
	Буровые работы						
1	Объём буровых работ	п.м	942211	762129	739691	2337277	727219
2	Производительность парка бур. оборудования	п.м	961770	793590	877680	2371575	793590
3	Наименование и количество буровых станков	назв ание и кол- во (шт ук)	Кабинные станки (SWD, D-60, D- 45,SmartROC, Epiroc DM45, Zega D480A)- диаметром165,191, 233-5ед., Кайшан- 115д, 165д-3ед. или схожие по характеристикам допущенные к применению на территории РК	Кабинные станки (SWD, D-60, D- 45,SmartROC, Epiroc DM45, Zega D480A)- диаметр165,191,2 33-5ед., Кайшан- 115д-3ед.или схожие по характеристикам допущенные к применению на территории РК	Кабинные станки (SWD, D-60, D- 45,SmartROC, Epiroc DM45, Zega D480A)- 165д-4ед., Кайшан-115д- 3ед.или схожие по характеристикам допущенные к применению на территории РК	Кабинные станки (SWD, D-60, D- 45,SmartROC, Epiroc DM45, Zega D480A)- 165,191,233д- 11ед., Кайшан- 115д-6ед.или схожие по характеристикам допущенные к применению на территории РК	Кабинные станки (SWD, D-60, D- 45,SmartROC, Epiroc DM45, Zega D480A)- 165д-4ед., Кайшан-115д- 2ед.или схожие по характеристикам допущенные к применению на территории РК
4	Объемная производительность бурового станка (по наименованиям)	м³/ч ас	SmartROC-165д- 470., Кайшан- 115д-120	SmartROC-165д- 470., Кайшан- 115д-120	SmartROC-165д- 470., Кайшан- 115д-120	SmartROC-165д- 470., Кайшан- 115д-120	SmartROC-165д- 470., Кайшан- 115д-120
5	Средняя влажность выбуриваемого материала	%	6	6	6	6	6
6	Крепость пород по шкале М.М.Протодяконова	указ ать кре пост ь	12	12	12	12	12

№ п/п	Необходимые данные	Ед. изм.	Данные по годам:				
			2026	2027	2028	2029	2030
1	2	3	4	5	6	7	8
7	Чистое время работы бурстанка (по наименованиям)	час/ год	SmartROC-165д- 7095., Кайшан- 115д-5606	SmartROC-165д- 7095., Кайшан- 115д-5606	SmartROC-165д- 7095., Кайшан- 115д-5606	SmartROC-165д- 7095., Кайшан- 115д-5606	SmartROC-165д- 7095., Кайшан- 115д-5606
8	Техническая производительность бурстанка (по наименованиям)	м/ча с	SmartROC-165д- 25п.м/ч., Кайшан- 115д-15п.м/ч	SmartROC-165д- 25п.м/ч., Кайшан- 115д-15п.м/ч	SmartROC-165д- 25п.м/ч., Кайшан- 115д-15п.м/ч	SmartROC-165д- 25п.м/ч., Кайшан-115д- 15п.м/ч	SmartROC-165д- 25п.м/ч., Кайшан- 115д-15п.м/ч
9	диаметры скважины	мм	165мм,115мм	165мм,115мм	165мм,115мм	165мм,115мм	165мм,115мм
10	время бурения 1 м скважины	мин /м	SmartROC-165д- 0,42 м/мин., Кайшан-115д- 0,16м/мин	SmartROC-165д- 0,42 м/мин., Кайшан-115д- 0,16м/мин	SmartROC-165д- 0,42 м/мин., Кайшан-115д- 0,16м/мин	SmartROC-165д- 0,42 м/мин., Кайшан-115д- 0,16м/мин	SmartROC-165д- 0,42 м/мин., Кайшан-115д- 0,16м/мин
11	время вспомогательных операций	мин /м	SmartROC-165д- 0,05 м/мин., Кайшан-115д- 0,025 м/мин	SmartROC-165д- 0,05 м/мин., Кайшан-115д- 0,025 м/мин	SmartROC-165д- 0,05 м/мин., Кайшан-115д- 0,025 м/мин	SmartROC-165д- 0,05 м/мин., Кайшан-115д- 0,025 м/мин	SmartROC-165д- 0,05 м/мин., Кайшан-115д- 0,025 м/мин
12	скорость бурения	м/ча с	SmartROC-165д- 25п.м/ч., Кайшан- 115д-15п.м/ч	SmartROC-165д- 25п.м/ч., Кайшан- 115д-15п.м/ч	SmartROC-165д- 25п.м/ч., Кайшан- 115д-15п.м/ч	SmartROC-165д- 25п.м/ч., Кайшан-115д- 15п.м/ч	SmartROC-165д- 25п.м/ч., Кайшан- 115д-15п.м/ч
	Взрывные работы						
1	Наименование взрывчатых веществ (ВВ)	назв ание	Reoflex, Anfo, Rioxam или схожие по характеристикам допущенные к применению на территории РК	Reoflex, Anfo, Rioxam или схожие по характеристикам допущенные к применению на территории РК	Reoflex, Anfo, Rioxam или схожие по характеристикам допущенные к применению на территории РК	Reoflex, Anfo, Rioxam или схожие по характеристикам допущенные к применению на территории РК	Reoflex, Anfo, Rioxam или схожие по характеристикам допущенные к применению на территории РК

№ п/п	Необходимые данные	Ед. изм.	Данные по годам:				2030
			2026	2027	2028	2029	
1	2	3	4	5	6	7	8
2	Количество марок ВВ, используемых в течении года	тон н/го д	12663	10243	9941	31413	9774
3	Удельный расход ВВ	кг/м ³	0,84	0,84	0,84	0,84	0,84
4	Периодичность взрывных работ	раз/ год	182	182	182	182	182
5	Объем взрываеваемой горной породы в год	м³/г од	15 075 380	12 194 065	11 835 052	37 396 435	11 635 507
6	Среднее количество взорванного взрывчатого вещества за один массовый взрыв	тон н	70	56	55	173	54
7	Максимальный объем взорванной горной массы за один массовый взрыв	м³	180000	180000	180000	180000	180000
8	Коэффициент крепости породы по шкале М.М.Протодяконова, f	коэ фф	12	12	12	12	12
9	Количество взрывов в году	дне й/го д	182	182	182	182	182
10	Средняя глубина скважин	м	?	?	?	?	?

Предложенные проектом параметры БВР являются ориентировочными и подлежат уточнению по результатам опытных взрывов.

3.14.2. Организация и проведение массовых взрывов

3.14.2.1. Общие указания

Производство массовых взрывов в карьерах ТОО «Комаровское горное предприятие» осуществляется в соответствии с Правилами обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов» [6]. При ведении взрывных работ на карьере ТОО «Комаровское горное предприятие» руководство взрывными работами возлагается на начальника участка подрядной организации, производящей БВР в карьере Комаровского месторождения.

Ответственность за безопасную организацию взрывных работ в карьерах ТОО «Комаровское горное предприятие» возлагается приказом на начальника карьера или на лицо, его замещающее.

Производство буровзрывных работ осуществляется по следующей технической документации:

- а) типовому проекту ведения буровзрывных работ в карьерах ТОО «Комаровское горное предприятие»;
- б) проекту массового взрыва.

Типовой проект ведения буровзрывных работ составляется на основе утвержденного проекта разработки месторождения, результатов экспериментальных и промышленных взрывов, новейших литературных данных и производственного опыта по взрывным работам в аналогичных условиях, «Правил обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов», и других нормативных документов.

Типовой проект составляется специалистами подрядной организации, производящей БВР в карьере Комаровского месторождения с участием специалистов ТОО «Комаровское горное предприятие», согласовывается с техническим руководителем ТОО «Комаровское горное предприятие» и утверждается представителем руководства подрядной организации, производящей БВР в карьере Комаровского месторождения.

В типовом проекте ведения буровзрывных работ содержится:

- краткая геологическая и гидрогеологическая характеристика пород;
- классификация пород;
- инструкция по организации и ведению буровзрывных работ;
- типовые паспорта буровзрывных работ при производстве массовых взрывов и разделке негабаритов взрывным способом;
- методика расчета безопасных расстояний по сейсмическому воздействию взрыва, по разлету отдельных кусков взорванной горной массы, по воздействию ударной воздушной волны;
- инструкция по мерам безопасности в отношении ядовитых газов, образующихся при взрывах в карьерах, и порядке допуска людей в карьер после взрыва;
- инструкция о порядке учета ВМ и доставке их на места работ;
- инструкция по ликвидации отказавших скважинных зарядов;

– мероприятия по вопросам ТПБ.

Буровзрывные работы производятся по недельно-суточному графику производства буровзрывных работ, утвержденному техническим руководителем ТОО «Комаровское горное предприятие» и согласованным с представителем руководства подрядной организации, производящей БВР в карьере Комаровского месторождения.

Производство массовых взрывов в дни, не предусмотренные графиком, запрещено. Допускается в исключительных случаях производство массовых взрывов в дни, не предусмотренные графиком, только с разрешения технического руководителя ТОО «Комаровское горное предприятие».

3.14.2.2. Организация и проведение массового взрыва. Организация буровых работ

В соответствии с утвержденным планом ведения горных работ, площадки под бурение сдаются участку подрядной организации, производящей БВР в карьере Комаровского месторождения по акту.

Готовая к сдаче площадка должна быть:

- очищена от негабарита и металлолома;
- спланирована и иметь подъездную дорогу согласно СНиП;
- обозначена оградительно-предупредительными лентами.

Согласно проекту, на обустройство блока, маркшейдер карьера выносит на местность точки заложения скважин 1-го ряда и контура блока, а так же профильные линии рядов скважин. Разбивка второго и последующего рядов скважин производится инженером-проектировщиком, маркшейдером, машинистами буровых станков или персоналом, назначенным для этих работ ИТР подрядной организации, производящей БВР в карьере Комаровского месторождения, по мере обустройства блока по заданным в проекте параметрам. Обязательно выносятся на местность «отказы» предыдущих взрывов. Сохранность разбивки скважин возлагается на машинистов буровых станков. Паспорта на выполнение работ по бурению скважин машинистам буровых станков выдается: мастером участка БВР подрядной организации, производящей БВР в карьере Комаровского месторождения.

На буровых станках необходимо иметь копию проекта на бурение, исполнение которого контролируется непосредственно лицами технического надзора участка БВР подрядной организации, производящей БВР в карьере Комаровского месторождения.

Буровые бригады на станках должны быть обеспечены мерительным инструментом для разметки сетки заложения скважин и замера их глубины.

Бурение скважин производится в установленных местах заложения, смещение точек заложения скважин и отклонения глубин скважин от проектных значений допускается не более 0,3 м.

Поверхность уступа в радиусе не менее 0,5 м. от устья скважин должна быть очищена от обломков породы, посторонних предметов, мусора, бурового шлама и подготовлена для зарядки скважин.

Устья обуренных скважин диаметром свыше 250 мм, должны закрываться жесткими накладками.

Ответственность за соблюдение проекта на бурение и сохранность пробуренных скважин до сдачи их под зарядку несет ИТР участка БВР подрядной организации, производящей БВР в карьере Комаровского месторождения, и машинисты буровых станков.

В процессе бурения скважин, геолого-маркшейдерская служба карьера ведет контроль за качеством обуриваемого блока.

По окончании бурения маркшейдерской службой производится исполнительная маркшейдерская съемка обуренного блока в масштабе 1:1000. Замер параметров скважин, и их нумерация производится работниками подрядной организации, производящей БВР в карьере Комаровского месторождения.

После составления выкопировки с плана горных работ к проекту на взрыв в масштабе 1:1000 выполняется корректировочный расчет.

Подготовленные к зарядке обуренные блока должны быть обеспечены подъездными дорогами для доставки к блоку ВМ и забоечным материалом. С блока и из зоны ожидаемого развала на нижележащем горизонте должны быть убраны посторонние предметы, металлолом. В случаях плохой устойчивости скважин в сильно обводненных и разрушенных породах разрешается применение бурового станка для очистки или перебуривания скважин перед заряданием. В этом случае составляются мероприятия, обеспечивающие безопасность работ при одновременной очистке (перебуривании) и зарядке скважин.

Не позднее, чем за сутки до производства взрывных работ, издается совместный приказ по ТОО «Комаровское горное предприятие» и подрядной организации, производящей БВР в карьере Комаровского месторождения. Копии приказа должны быть у начальника карьера, начальника участка подрядной организации, производящей БВР в карьере Комаровского месторождения.

Приказ готовится руководством карьера по согласованию с представителем руководства (начальником участка) подрядной организации, производящей БВР в карьере Комаровского месторождения.

Приказ должен содержать:

- дату и время взрыва, перечень взрываемых блоков, с указанием мест их расположения;
- фамилии лиц, ответственных за подготовку блоков к сдаче под зарядку;
- фамилии лиц, ответственных: за вывод людей и оборудования с территории опасной зоны, за проведение мероприятий по безопасному производству массового взрыва.

Лица, ответственные за выполнение безопасных мероприятий, знакомятся с приказом и подтверждают это своей подписью.

В случае возникновения необходимости внести изменения в приказ по проведению массового взрыва, выпускается дополнительный приказ, в котором указываются все необходимые изменения.

Не позднее, чем за одни сутки до проведения массового взрыва, на совещании у начальника карьера составляется распорядок проведения массового взрыва. В соответствии с приказом на производство массового взрыва, на совещании назначаются ответственные лица, отвечающие за исполнение распорядка проведения массового взрыва и ознакамливаются с последним под роспись. Распорядок проведения массового взрыва утверждается ответственным за безопасную организацию взрывных работ ТОО «Комаровское горное предприятие» и согласовывается с начальником участка подрядной организации, производящей БВР в карьере Комаровского месторождения.

Распорядок проведения массового взрыва должен предусматривать проведение взрыва в светлое время суток.

В распорядке проведения массового взрыва указываются:

- основные параметры взрываемого блока;
- специальные мероприятия по обеспечению безопасного проведения массового взрыва;
- лица, ответственные за обеспечение безопасных условий проведения массового взрыва:
 - а) ответственные за вывод оборудования и людей за пределы опасной зоны;
 - б) ответственные за охрану опасной зоны и выставление постов охраны;
 - в) ответственные за безопасную эксплуатацию ЛЭП и отключение ее при производстве массового взрыва;
 - г) ответственный за подачу сигналов при проведении взрывных работ и за допуск людей в карьер после взрыва;
 - д) ответственный за оповещение соседних и подрядных предприятий о проведении массового взрыва;
 - е) подписи ответственных лиц об ознакомлении с распорядком проведения массового взрыва.

За сутки до взрыва лицо, назначаемое приказом, оповещает сторонние организации, занятые работами в пределах опасной зоны, о предстоящем взрыве телефонограммой, с указанием даты и времени взрыва, карьера, где производятся взрывные работы, с регистрацией в книге телефонограмм предприятия.

На каждый массовый взрыв, согласно приказу по ТОО «Комаровское горное предприятие» и подрядной организации, производящей БВР в карьере Комаровского месторождения, на плане горных работ обозначаются взрываемые блоки, радиусы опасных зон этих блоков, маршруты доставки ВМ, последовательность взрывания блоков и место инициирования взрыва.

Оповещение рабочих предприятия о месте и времени производства взрывных работ, границах опасной зоны, порядке вывода оборудования и выхода из опасной зоны, а также инструктаж рабочих, задействованных в оцеплении опасной зоны в качестве постовых, производится при выдаче наряда на работу в день производства взрыва, с отметкой в журнале расстановки постов опасной зоны.

Удаление из запретной 20-метровой зоны оборудования, перекрытие дороги, ведущей на блок или проходящей в пределах 20-метровой зоны, должны быть закончены до начала зарядки.

Доставка ВМ производится специально оборудованным автотранспортом по установленному маршруту. Маршрут завозки ВМ указывается на схеме доставки ВМ на карьеры ТОО «Комаровское горное предприятие» и на плане горных работ карьера. Схема доставки согласовывается с начальником карьера ТОО «Комаровское горное предприятие» и утверждается представителем руководства подрядной организации, производящей БВР в карьере Комаровского месторождения.

На участке подрядной организации, производящей БВР в карьере Комаровского месторождения должна быть схема маршрутов доставки ВМ на карьеры ТОО «Комаровское горное предприятие» с указанием опасных пересечений с железнодорожными путями и план горных работ с нанесением маршрута перевозки. С маршрутом доставки ВМ знакомятся водители автомашин и взрывники под роспись на схеме доставки.

Перед началом зарядки скважин в карьерах устанавливается запретная зона на площадке заряжаемого блока. Запретная зона на местности обозначается красными флажками, сигнальными конусами или сигнальной лентой. Ответственным за обозначение запретной зоны на местности является взрывник подрядной организации, производящей БВР в карьере Комаровского месторождения. Радиус запретной зоны должен быть не менее 20 м от ближайшего заряда. Запретная зона распространяется как на рабочую площадку того уступа, на котором производится зарядание, так и на ниже и выше расположенные уступы, считая по горизонтам от ближайших зарядов.

В случае невозможности проведения массового взрыва в течении светового дня, допускается многодневная зарядка блока при условии завоза ВМ в размере дневной потребности.

Охрана заряжаемого блока выполняется вневедомственной военизированной охраной в соответствии с инструкцией по охране ВМ, заряжаемый блок принимается под охрану с момента начала доставки на него ВМ. Охрана заряженного блока (без нахождения на нем неизрасходованных ВМ), может осуществляться проинструктированным персоналом подрядной организации, производящей БВР в карьере Комаровского месторождения. Право доступа на заряжаемый блок имеет взрывперсонал подрядной организации, производящей БВР в карьере Комаровского месторождения, а также лица технического надзора, имеющие специальный пропуск установленного образца, и работники Департамента Комитета Индустриального развития и Промышленной безопасности по служебным удостоверениям (в том числе склады ВМ) в сопровождении ответственного лица технического надзора подрядной организации, производящей БВР в карьере Комаровского месторождения.

При производстве работ по заряданию скважин, ответственность за сохранность ВМ на блоке возлагается на взрывника.

Граница опасной зоны устанавливается постоянной по периметру карьеров и определяется по проекту, но не менее 550 м. Вывод людей, не задействованных в монтаже взрывной сети, и выставление постов охраны опасной зоны производится перед соединением магистрального волновода к общей поверхностной взрывной сети.

Охрана опасной зоны осуществляется проинструктированным персоналом ТОО «Комаровское горное предприятие», согласно действующего контракта в карьере Комаровского месторождения так, чтобы все пути (тропы, дороги, лестницы), ведущие к местам производства взрывных работ, находились под постоянным наблюдением, каждый пост находился в поле зрения смежных с ним постов. Постовые должны быть обеспечены средствами связи. Для обеспечения безопасности охранника в качестве укрытия могут использоваться карьерные автосамосвалы или другая вспомогательная техника. Транспорт устанавливается таким образом, чтоб обеспечить защиту кабины от возможного попадания кусков горной породы.

Места установки постов наносятся на план горных работ и закрепляются на местности отличительными знаками. К каждому посту обеспечивается подъезд.

Перед началом монтажа взрывной сети руководитель взрывных работ дает указание лицу, ответственному за безопасную организацию взрывных работ в карьерах ТОО «Комаровское горное предприятие», о выводе за пределы опасной зоны людей и оборудования. Производится расстановка постов оцепления и подается предупредительный сигнал – один продолжительный гудок (не менее 1 мин.) сиреной.

Постовые оцепления никого не должны впускать в пределы опасной зоны до подачи сигнала «отбой», кроме лиц контроля, имеющих право руководства взрывными работами, работников контролирующих органов. При обнаружении в опасной зоне людей, постороннюю технику, а также приближающиеся к опасной зоне воздушные суда, постовой немедленно ставит в известность об этом ответственного за безопасную организацию взрывных работ. Ответственный за безопасную организацию взрывных работ уведомляет руководителя взрывных работ и приостанавливает их производство до удаления за пределы опасной зоны посторонних объектов.

После окончания монтажа взрывной сети взрывник и начальник участка подрядной организации, производящей БВР в карьере Комаровского месторождения проверяют правильность и качество монтажа взрывной сети. Взрывперсонал удаляется за пределы опасной зоны.

Взрывником, ответственным за инициирование взрыва, от блока к месту инициирования взрыва вытягивается магистральная линия из УВТ или ДШ.

После выполнения работ, направленных на обеспечение безопасности людей, зданий, сооружений; после вывода людей из опасной зоны и выставлении постов охраны опасной зоны, лица, ответственные за выполнение безопасных мероприятий при проведении взрыва уведомляют ответственного за безопасную организацию взрывных работ о готовности к

взрыву, с записью в оперативном журнале, с указанием даты, времени и росписи ответственного лица.

Ответственный за безопасную организацию взрывных работ дает разрешение руководителю взрывных работ на производство взрыва.

Руководитель взрывных работ запрашивает взрывника о готовности к взрыву и после подтверждения готовности дает команду взрывнику на 5-минутную готовность и ответственному за безопасную организацию взрывных работ – на подачу «боевого» сигнала (два продолжительных сигнала сирены), продолжительностью не менее 1 мин. каждый, с перерывом 30 сек.

После получения радиокоманды от руководителя взрывных работ и подачи боевого сигнала, взрывник подсоединяет к взрывной сети стартовое устройство и по радио докладывает руководителю взрывных работ о готовности к взрыву.

Руководитель взрывных работ дает радиокоманду взрывнику на производство взрыва.

После производства взрыва и рассеивания газопылевого облака, но не ранее, чем через 15 минут после взрыва, руководителем взрывных работ в карьер допускается пост ПАСС. Так же согласно, Параграфа 2, п.249 «Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов». Необходимость привлечения профессиональной аварийно-спасательной службы определяется техническим руководителем организации.

После сообщения поста ПАСС или специально обученного персонала компании подрядной организации, в карьере Комаровского месторождения, об отсутствии опасных концентраций вредных газов в карьере с записью в журнале, руководитель взрывных работ дает радиокоманду взрывнику произвести осмотр взорванных блоков.

По команде руководителя взрывных работ взрывник осматривает взорванный блок на предмет обнаружения «отказов».

О результатах осмотра взрывник по радиосвязи сообщает руководителю взрывных работ. При обнаружении «отказов» и возможности их ликвидировать, взрывник под руководством начальника участка подрядной организации, производящей БВР в карьере Комаровского месторождения, приступает к их ликвидации. После ликвидации «отказов» и повторного осмотра блоков, делается доклад руководителю взрывных работ.

После получения сообщения от взрывников об отсутствии отказов руководитель взрывных работ докладывает ответственному за безопасную организацию взрывных работ об отсутствии отказов и окончании взрывных работ.

После доклада руководителем взрывных работ об окончании взрывных работ, но не ранее, чем через 30 минут после взрыва, ответственный за безопасную организацию взрывных работ дает команду на подачу сигнала «Отбой» (три коротких гудка сиреной) и разрешение на снятие постов оцепления и допуск людей в карьер.

3.14.2.3. Дополнительные мероприятия по ТБ при производстве массовых взрывов

Отменить зарядание блока при неблагоприятных атмосферных условиях (гроза, буря, дождь) может только руководитель взрывных работ.

В случае отключения электроэнергии или выхода из строя звуковой сирены, используются звуковые сигналы пожарной машины.

3.14.3. Ликвидация отказавших зарядов ВВ

3.14.3.1. Общие сведения

При производстве взрывных работ по ряду причин возникают отказы зарядов. Все отказавшие заряды, при неправильном с ними обращении, могут взорваться и вызвать поражение людей, поломки технологического оборудования, а также аварийную остановку технологического процесса в карьере. В связи с этим отказы должны ликвидироваться в строгом соответствии с требованиями «Правил обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов».

Под отказом понимается полное или частичное отсутствие детонации заряда, его части или группы зарядов, после посылки во взрывную сеть инициирующего импульса. Во всех случаях, когда заряды не могут быть взорваны, по причинам технического характера (неустранимые нарушения взрывной сети и т.п.), они должны также рассматриваться как отказы.

Отказы разделяются на:

- Одиночные – один отказавший заряд в блоке или несколько не смежных зарядов ВВ (расположенных в разных частях блока).
- Групповые – отказ двух и более смежных зарядов ВВ, в пределах одной или нескольких ступеней замедления взрываемого блока.
- Массовые – отказ взрыва зарядов ВВ всего или нескольких одновременно взрываемых блоков.

3.14.3.2. Обязанности рабочих и ИТР при обнаружении отказавших зарядов ВВ

При обнаружении отказавшего заряда ВВ или подозрении на него (наличие ВМ во взорванной горной массе, характерный навал горной массы, не разрушенный массив горных пород и т.п.), любое лицо, обнаружившее отказ, обязано немедленно сообщить об этом горному надзору карьера, и предупредить людей, работающих в районе отказа. В местах отказов запрещаются какие-либо работы, не связанные с их ликвидацией. Наличие ударно-волновых трубок Rionel во взорванной горной массе не является признаком отказа, т.к. при срабатывании УВТ не разрушаются.

Взрывник, обнаруживший отказ или подозревающий об отказе, обязан немедленно выставить отличительный знак у невзорвавшегося заряда и уведомить об этом начальника участка подрядной организации, производящей БВР в карьере Комаровского месторождения и руководство ТОО «Комаровское горное предприятие», а также лицо сменного

технического надзора (горный мастер), предупредить всех лиц, работающих в районе отказа о запрещении каких-либо работ в пределах 20-метровой запретной зоны.

Машинист экскаватора, обнаруживший отказ, обязан:

- немедленно прекратить все работы по погрузке и перелопачиванию горной массы, дать указания водителям автосамосвалов вывести машины за пределы 50-метровой запретной зоны;
- выставить отличительный знак у невзорвавшегося заряда;
- поставить в известность горного мастера, диспетчера карьера об обнаружении отказа и вызвать лицо технического надзора (горного мастера);
- до прибытия лиц технического надзора лично осуществить контроль за исключением каких-либо работ в пределах установленной запретной зоны, не допускать самовольной работы по ликвидации отказа;
- время обнаружения отказа, принятия мер безопасности, а также данные о том, что кому и когда сообщено об обнаружении отказа, заносятся машинистом экскаватора в журнал приема-сдачи смены.

Диспетчер карьера по получении сообщения об обнаружении отказа, должен немедленно поставить об этом в известность начальника карьера, начальника участка подрядной организации, производящей БВР в карьере Комаровского месторождения, руководство горного участка ТОО «Комаровское горное предприятие», и принять необходимые меры по прекращению всяких работ, не связанных с ликвидацией отказа в пределах 20-метровой запретной зоны в районе отказа. Предоставляет в распоряжение ответственных за ликвидацию «отказа» лиц автотранспорт до окончания работ по ликвидации, отправляет к месту обнаружения отказа горного мастера карьера для принятия совместных решений с взрывперсоналом.

Лицо технического надзора (горный мастер), при обнаружении отказов или получивший сообщение об отказе, обязан сообщать об этом лично или через диспетчера начальнику участка подрядной организации, производящей БВР в карьере Комаровского месторождения.

Лицо сменного технического надзора (горный мастер), обязан прибыть на место отказа и принять необходимые меры безопасности, прекратить всякие работы в районе 20-метровой запретной зоны, установить у отказа отличительный знак, не допускать самовольных работ по ликвидации отказа.

Начальник участка подрядной организации, производящей БВР в карьере Комаровского месторождения или лицо, назначенное ответственным за ликвидацию отказов, по получении сообщения об обнаружении отказавших зарядов ВВ, обязан немедленно прибыть на место обнаружения отказа, определить наличие, характер, предполагаемую причину отказа, метод ликвидации отказа.

3.14.3.3. Организация работ по ликвидации отказов

Ликвидация отказавших скважинных зарядов должна производиться по проектам, утвержденным руководителем предприятия. В случаях, когда не требуется проведение дополнительных работ (бурение дополнительных

скважин, выписка, получение ВМ, заряджение скважин), ликвидация отказавших зарядов может производиться без проекта, по наряд-допускам.

Запрещается проводить работы по ликвидации отказов при недостаточном освещении (менее 30 люкс).

Каждый отказ (или подозрение на отказ), должен быть записан в журнал регистрации отказов (приложение 6).

Работы по ликвидации отказов должны вестись под руководством начальника участка подрядной организации, производящей БВР в карьере Комаровского месторождения.

Маркшейдерская служба обеспечивает съемку отказов и нанесение их на маркшейдерские планы.

При невозможности немедленной ликвидации отказавшего заряда ВВ, начальник участка подрядной организации, производящей БВР в карьере Комаровского месторождения, ставит об этом в известность начальника карьера ТОО «Комаровское горное предприятие». Места расположения отказавших зарядов отмечаются отличительными знаками. Для ликвидации таких отказов составляются проекты, предусматривающие порядок и методы ликвидации отказа, а также меры безопасности.

В местах отказов не допускаются какие-либо производственные процессы, не связанные с их ликвидацией.

Начальник участка подрядной организации, производящей БВР в карьере Комаровского месторождения по прибытии на место, после определения наличия, характера отказа, метода ликвидации отказа, выдают письменный наряд, инструктируют и знакомят с “Проектом на ликвидацию отказавших зарядов” (наряд-допуском) всех задействованных лиц по ликвидации под роспись. Только после этого приступают непосредственно к ликвидации отказов.

Начальник участка подрядной организации, производящей БВР в карьере Комаровского месторождения организует техническое расследование, систематический анализ причин отказов при взрывании, разработку и внедрение конкретных мероприятий по предупреждению отказов.

После ликвидации отказа лицо, ответственное за ликвидацию, обязано тщательно осмотреть место отказа, собрать все остатки ВМ для последующего их уничтожения.

Уничтожение остатков ВМ должно производиться с соблюдением требований «Правил обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов».

3.14.3.4. Ликвидация отказавших зарядов с применением неэлектрических систем инициирования (НСИ)

Ликвидацию отказов шпуровых и скважинных зарядов производят в соответствии с требованиями «Правил обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов», утвержденных приказом Министра по инвестициям и развитию Казахстан от 30 декабря 2014 года № 343.

В случае если отказ произошел в результате нарушения целостности внешней взрывной сети, и ЛНС отказавших зарядов не изменилось, то производится восстановление взрывной сети НСИ, и повторное взрывание.

В соответствии с п 266 «Правил обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов», утвержденных приказом Министра по инвестициям и развитию Казахстан от 30 декабря 2014 года № 343, ликвидацию отказавших шпуровых и скважинных зарядов разрешается проводить взрыванием зарядов в шпуре или скважине, параллельно на расстоянии не менее 3 метров от скважины с отказавшим зарядом.

3.14.3.5. Регистрация и расследование

Каждый отказ скважинного заряда (или подозреваемый отказ) должен быть записан в журнал регистрации отказов при взрывных работах (Приложение 12, к «Правилам обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов»).

Начальник карьера и начальник участка подрядной организации, производящей БВР в карьере Комаровского месторождения обязаны систематически контролировать полноту, своевременность и правильность регистрации отказов взрыва зарядов ВВ.

Порядок технического расследования случаев отказов взрыва зарядов ВВ:

- Техническому расследованию подлежат все случаи отказов скважинных зарядов, происшедшие при производстве массовых взрывов.

- Расследование производится комиссией, назначаемой приказом (распоряжением) подрядной организации, производящей БВР в карьере Комаровского месторождения при участии ИТР ТОО «Комаровское горное предприятие». Комиссии предоставляется право получать объяснения от должностных лиц, рабочих и служащих о причинах отказов, выяснять степень их виновности.

- Руководитель предприятия, в случае необходимости, привлекает к помощи комиссии по расследованию специализированные организации в области взрывного дела.

- О результатах технического расследования комиссия в 3-х дневный срок составляет акт.

- Разработанные комиссией меры по предупреждению подобных случаев отказа скважинных зарядов ВВ объявляются приказами руководителя предприятия лицам, связанным с подготовкой взрывов и их проведением.

3.14.3.6. Общие требования по безопасности и охране труда при ликвидации отказов ВВ

Запрещается проводить работы по ликвидации отказавших зарядов ВВ при недостаточном освещении (менее 30 люкс).

В местах отказов, в пределах запретной 20 метровой зоны, запрещается какие-либо производственные процессы, не связанные с их ликвидацией.

Взрывание отказавшего заряда запрещается, если при проверке выявится возможность опасного разлета кусков горной массы.

Запрещается выдергивать или тянуть волновод.

Возобновление работ в забое по погрузке горной массы разрешается лишь после полной ликвидации отказавшего заряда, по письменному разрешению лица, ответственного за ликвидацию. Разрешение на возобновление работ записывается в журнал приема-сдачи смен лицом, ответственным за ликвидацию отказа, с указанием времени и даты.

Вымывание забоечного материала и ВМ производится путем закачивания воды в скважину с помощью гибкого шланга.

При ликвидации отказавшего заряда ВВ принимаются меры по улавливанию и сбору вымываемых ВВ.

Радиус опасной зоны при ликвидации отказов взрывным способом определяется согласно методике расчетов «Правил обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов», но не менее 300 метров.

В случае отказа зарядов подходить к месту взрывания разрешается не ранее чем через 15 минут, считая с момента последнего взрыва.

Один раз в полугодие начальник участка подрядной организации, производящей БВР в карьере Комаровского месторождения должен проводиться специальный инструктаж взрывников по безопасным методам ликвидации отказавших зарядов, под роспись.

Инструктаж экипажам экскаваторов по ОТ и ПБ и методам разборки отказавших зарядов ВВ должен проводиться по специально разработанной программе на основе “Инструкция по охране труда при ликвидации отказавших зарядов на открытых горных работах”, не реже одного раза в полгода, с отметкой о времени ознакомления и под роспись в журнале инструктажа.

На общем инструктаже трудящихся по ОТ и ПБ при работе в карьере, рабочие должны быть проинструктированы об их обязанностях при обнаружении отказавших зарядов ВВ.

3.15. Электроснабжение и связь

Карьер подключается к магистральной энергосистеме от подстанции Житикара-500 по ВЛ-35 кВ. В качестве аварийного источника питания используется автономное питание – ДЭС. Разрешенная установленная мощность согласно техническим условиям от КЕГОК - 3,3 МВт.

Электроснабжение Северного участка осуществляется по ЛЭП 35 кВ проводом АС 50 с подстанции «Житикара 500» до подстанций на восточном борту «Комаровская 1» с трансформатором 35/10 кВ 6300 кВА, на западном борту «Комаровская 2» с трансформатором 35/10 кВ 4000 кВА. Категория электроснабжения потребителя согласно ПУЭ – III. Электропитание участка Карьер осуществляется от п/ст.-35/10кВ по ЛЭП 10кВ.

Для карьерного водоотлива, относящегося к I категории по надежности электроснабжения, предусмотрено аварийное электроснабжение от дизельных электростанций. Электроснабжение насосных карьерных водоотливов выполнено передвижной трансформаторной подстанцией КТП 10/0,4 напряжением 0,4кВ с изолированной нейтралью. Электроснабжение карьерных экскаваторов ЭШ 10/70 и ЭГЭ НИТАНИ 001,003 напряжением 6 кВ осуществляется через передвижные трансформаторные КТП 10/6 кВ. ЭШ10/70 от КТП10/6кВ мощностью 2500 кВА (восточный борт), НИТАНИ 001,003 от ТМ 10/6кВ 4000кВА (восточный борт) и КТП10/6кВ 1200 кВА (западный борт).

На всех трансформаторных подстанциях карьера смонтированы заземляющие контура из уголка 50×50 и стали 14 мм², к заземляющим контурам подключены корпуса всего оборудования карьера четвертой жилой кабеля и четвертым проводом ВЛ 0,4 кВ, питающих электрооборудование.

Освещение карьера, отвалов пустых пород (ОПП) предусмотрены трансформаторные подстанции напряжением 10/0,4кВ с изолированной нейтралью. Освещение выполнено энергосберегающими светильниками, смонтированных на прожекторных мачтах. Для освещения автомобильных отвалов также применяются передвижные мачты освещения на солнечных панелях.

Аварийное электроснабжение осуществляется дизельными электростанциями (ДЭС) мощностью 315 кВт, 200 кВт, 400кВт.

Отопление объектов жизнеобеспечения выполнено электрическим отоплением (электрообогревателями). В результате этого, установленная мощность карьера в зимний период достигает 3,0 МВт, в летний период 2,0 МВт годовой расход электроэнергии составляет 17 131 456 кВт.ч. Средняя установленная мощность – 1,96 МВт.

Связь промышленной площадки карьера с диспетчерской службой предприятия осуществляется по IP-телефонии, по сотовой и радиосвязи. Внутрикарьерное сообщение по сотовой и радиосвязи.

3.16. Проветривание карьера

Создание нормальных атмосферных условий в карьере осуществляется за счет естественного проветривания. Целесообразность искусственного проветривания устанавливается в зависимости от геометрии карьера и метеорологической характеристики района.

Геометрия карьера.

В соответствии с «Нормами технологического проектирования горнорудных предприятий цветной металлургии с открытым способом разработки» ВНТП 35-86 геометрия карьера с точки зрения эффективности проветривания ветром оценивается исходя из отношения глубины карьера H_k к среднему размеру карьера L по поверхности. Условно по величине отношения глубины карьера H к его размерам в плане L можно выделить три типа карьеров:

- а) $H / L \leq 0,1$ – мелкие;
- б) $0,1 < H / L < 0,2$ – средние;
- в) $H / L > 0,2$ – глубокие.

Средний размер карьера определяется по формуле:

$$L = \sqrt{L_d \times L_{\text{ср.ш}}}, \text{ м}$$

где L_d – длина карьера по поверхности;

$L_{\text{ср.ш}}$ – средняя ширина карьера по поверхности.

$$L = \sqrt{7260 \times 600} = 2087 \text{ м}$$

Расчет величины отношения глубины карьера H к его размерам в плане L :

$$H / L = 0,1; \text{ т.е. } H = L \times 0,1, \text{ м.}$$

Величина соотношения, $H / L \leq 0,1$ характерна для начального периода отработки карьера, когда при небольшой глубине размеры в плане значительны. В этом случае площадь, занимаемая карьерным пространством, по профилю мало чем отличается от окружающей территории и ее проветривание в целом практически осуществляется так же, как и открытых площадок.

В соответствии с классификацией естественных схем проветривания в данных условиях преобладают прямоточные и рециркуляционные схемы движения воздуха. В таблице 3.16 приведён расчёт показателей соотношения, H / L .

Таблица 3.20 – Расчёт показателей соотношения H / L

Показатели	Ед. Изм.	Период эксплуатации карьера				
		2026	2027	2028	2029	2030
<i>l</i>	2	3	4	5	6	7
Длина карьера по поверхности, L_d	м	7260	7260	7260	7260	7260
Средняя ширина карьера по поверхности, $L_{\text{ср.ш}}$	м	600	600	600	600	600
Глубина карьера, H	м	155	160	160	235	235
Средний расчётный размер карьера, L	м	2087	2087	2087	2087	2087
Расчётный показатель соотношения, H / L	коэф.	0,074	0,077	0,077	0,113	0,113

Результаты расчётов показывают, что карьер в принудительной вентиляции в течении всего срока эксплуатации не нуждается.

Естественному проветриванию при достижении максимальной глубины карьера на конец отработки будет способствовать благоприятное расположение карьера и отвалов по отношению к «розе ветров». Карьер ориентирован с юга на север, преимущественное направление ветров юго-западное, въездные траншеи и отвалы вскрышных пород расположены с западного и восточного бортов карьера, что создает эффект аэродинамической трубы [1].

3.17. Отвальное хозяйство

На промышленной площадке ТОО «Комаровское горное предприятие» расположены следующие отвалы:

1. Существующий породный отвал № 1. Расположен западнее карьера Северного участка в районе а/дороги Житикара-Камысты, в условных координатах – $85\ 000 \div 84\ 500$ с.ш. и $83\ 500 \div 84\ 000$ в.д.

2. Существующий породный отвал № 2. Отвал расположен восточнее карьера в условных координатах $77\ 400 \div 78\ 800$ с.ш. и $85\ 000 \div 86\ 000$ в.д.

3. Существующий породный отвал № 3. Отвал расположен западнее карьера в условных координатах $82\ 800 \div 84\ 300$ с.ш. и $83\ 500 \div 84\ 500$ в.д.

4. Существующий породный отвал № 4. Отвал расположен западнее карьера в условных координатах $80\ 900 \div 82\ 800$ с.ш. и $83\ 500 \div 84\ 300$ в.д.

5. Существующие отвалы потенциально-плодородного слоя ПСП № 1-9. Отвалы ПСП №1, №3, №4, №5, №6, расположены западнее отвалов ОПП,

Отвал ПСП №2 расположен восточнее 1 рудного склада, отвал ПСП №7 находится на северо-восточном борту карьера в северной его части, отвал ПСП №8 расположен на западном борту карьера в южной его части, отвал ПСП №9 расположен в юго-восточной части карьере.

3.18. Проектируемые отвалы

На месторождении планируется комбинированное отвалообразование.

Вскрыша транспортируется во внешние отвалы, расположенные на бортах карьера и во внутренний отвал по участкам. Данное решение позволяет произвести частичную рекультивацию месторождения, снизив объем работ по рекультивации и уменьшив сроки на её проведение.

Согласно выполненным расчетам, объем удаляемых пород вскрыши за весь период эксплуатации карьера составляет $98,386$ млн. м^3 в целом. С учетом $K_p = 1,3$ объем отвала $127,902$ млн. м^3 .

Настоящим проектом предусматривается реконструкция действующего отвала №2, а именно, поэтапное формирование южной и северной частей отвала независимо друг от друга с последующим объединением. Данная технология формирования ОПП № 2 обусловлена необходимостью интенсивного вскрытия южной части месторождения и рационального распределения грузопотоков.

В процессе реконструкции в ОПП №2 планируется разместить $70,7$ млн. м^3 пустых пород ($91,9$ млн. м^3 с учетом K_p).

Также планируется развитие отвала № 4 на западном борту карьера, что позволит разместить $7,7$ млн. м^3 вскрыши ($9,9$ млн. м^3 с учетом K_p).

Во внутренний отвал планируется разместить $20,2$ млн. м^3 вскрыши ($26,2$ млн. м^3 с учетом K_p).

Параметры проектируемых отвалов пустых пород:

Отвалы состоят из 4-5 ярусов по 15 м, высота первого яруса варьируется в зависимости от рельефа топо-поверхности и составляет $15-20$ м. Таким

образом максимальная высота отвалов составляет 60-65 м. Ширина предохранительных берм составляет 20 м.

Размещение потенциально – плодородного слоя, снимаемого при производстве работ, планируется производить в отвалах № 8, №9.

- отвал ПСП №9 расположен западнее ОПП №2.

Объемы снятия плодородного слоя почв (ПСП):

Снятие ПСП необходимо для развития работ по реконструкции и поэтапного формирования отвала пустых пород №2, по расширению карьера на Южном участке месторождения, а также для строительства поверхностных автодорог.

Под отвалы необходимо снять ПСП с площади 157.31 га. Общая площадь снятия ПСП составит 157.31 га. При глубине снятия ПСП 0,4 м, общий объем плодородного слоя почв составит 629,3 тыс. м³.

При формировании отвалов вскрышных пород и плодородного слоя почв, углы наклона откосов отвалов, исходя из физико-механических свойств слагаемых пород, приобретут угол естественного откоса в 35°.

3.18.1. Выбор способа и технологии отвалообразования

При разработке Комаровского месторождения проектом предусмотрено в качестве технологического автотранспорта использование автосамосвалов марки KOMATSU HD785-5(7) (или аналогичные по техническим характеристикам, допущенные к эксплуатации на территории РК). «Планом горных работ Комаровского золоторудного месторождения. Открытые горные работы» предусматривается формирование рудного склада на западном борту карьера в районе ж.д. тупика (УРПиО) для размещения технологических сортов руды, на действующем рудном складе будут складироваться малорентабельные руды. Плодородный слой складировается в отвал №8, №9. Транспортировка и складирование вскрышных пород будет осуществляться в два внешних отвала и один внутренний.

Общий объем транспортировки вскрышных пород и плодородного слоя составит 99,015 млн. м³.

При данных объемах складирования пород в отвалы, а также вследствие применения автомобильного транспорта, целесообразно принять бульдозерную схему отвалообразования.

Основные преимущества бульдозерного отвалообразования:

- организация и управление работами значительно проще;
- нет надобности строить линии электропередач;
- применять металлоемкие экскаваторы;
- возможность производить разгрузку самосвалов по всему фронту.

Таким образом, настоящим проектом принимается бульдозерный способ отвалообразования, так как в данном случае он является единственным способом отвалообразования.

3.18.2. Расчет бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте

Настоящим проектом приняты следующие высоты отвалов:

Отвалы плодородного слоя почвы № 1-9 – 10-30 (до 35) метров. Отвалы вскрышных пород 60-75 (до 80) метров, четыре-пять ярусов по 15 метров. Ширина берм между ярусами по 20 метров.

Для строительства и ремонта автодорог на промплощадке ТОО «Комаровское горное предприятие» применяется щебень, который производится на собственном дробильно-сортировочном комплексе (ДСК).

Общая площадь отвала определяется в зависимости от объема вскрышных пород, который должен быть размещен в отвале за срок его существования, а также в зависимости от высоты отвала:

$$S_o = \frac{W \times K_p}{h \times K_o}, \text{ м}^3$$

где W – объем пород, подлежащих размещению в отвале за срок его существования, м^3 ;

$K_p = 1,3$ – коэффициент разрыхления пород в отвале;

h – высота отвала, м;

$K_o = 0,8$ – коэффициент, учитывающий откосы и неравномерность заполнения площади следующим ярусом.

Принципы формирования отсыпки на всех отвалах и складах единые. Параметры автозаезда на отвал и параметры дорог на отвал аналогичны параметрам карьерных автодорог. Отвалообразование осуществляется бульдозером KOMATSU D275A/D375 (или аналогичным по характеристикам бульдозером, допущенным к эксплуатации на территории РК, в т.ч. CAT D9R). Для обслуживания и ремонта отвальных и карьерных дорог используются автогрейдеры ДЗ-98, САТ 16М или аналогичные по характеристикам допущенные к эксплуатации на территории РК.

Продолжительность разгрузки и маневрирования автосамосвалов на отвале определяется по формуле:

$$t_{p*м} = t_p + t_{пер} + \frac{(3 \div 4)R}{V}, \text{ мин}$$

где $t_p = 60$ – продолжительность разгрузки автосамосвала, сек;

$t_{пер} = 6$ – продолжительность переключения передач, сек;

$R = 20,5$ – радиус поворота автомашины при маневрировании, м;

$V = 1,5$ – скорость движения автомашины при маневрировании, м/сек.

$$t_{p*м} = 60 + 6 + \frac{4 \times 20,5}{1,5} = 120,66 \text{ сек} = 2,01 \text{ мин}$$

Число автосамосвалов, разгружающихся на отвале в течение часа:

$$N_o = \frac{\Pi_{кч} \times K_{пер}}{Q_{п}}, \text{ шт.}$$

где $\Pi_{\text{кч}} = 5154$ – часовая производительность карьера, т;
 $K_{\text{пер}} = 1,25$ – коэффициент неравномерности работы карьера по вскрыше;
 $Q_{\text{п}} = 91$ – грузоподъемность автосамосвала, т.

$$N_o = \frac{5154 \times 1,25}{91} = 70,79 \text{ шт.}$$

Число одновременно разгружающихся автосамосвалов:

$$N_{ao} = N_o \frac{t_{\text{рм}}}{60}, \text{ шт}$$

где $t_{\text{рм}}$ – продолжительность разгрузки и маневрирования одного самосвала.

$$N_{ao} = 37 \frac{3,02}{60} = 2,37 = 3 \text{ шт}$$

Число одновременно разгружающихся автосамосвалов – 3 шт.

Длина фронта разгрузки:

$$L_p = N_{ao} \times l_{\text{п}}, \text{ м}$$

где $l_{\text{п}} = 60$ – ширина полосы по фронту, занимаемая одним автосамосвалом, м.

$$L_p = 3 \times 60 = 180 \text{ м}$$

Число разгрузочных участков, находящихся в одновременной работе:

$$N_{yp} = \frac{L_p}{60 \div 80} = \frac{180}{60} = 3 \text{ уч.}$$

Число участков, находящихся в планировке:

$$N_{yp} = 1 \text{ уч.}$$

Число резервных участков:

$$N_{yp\text{рез}} = N_{yp} \times (0,5 \div 1) = 1 \text{ уч.}$$

Общее число участков:

$$N_y = N_{yp} + N_{yp\text{рез}} = 3 + 1 + 1 = 5 \text{ уч.}$$

Общая длина отвального фронта:

$$L_o = 5 \times l_p, \text{ м}$$

$$L_o = 5 \times 180 = 900 \text{ м}$$

3.18.3. Расчет производительности бульдозера

Сменная производительность бульдозера рассчитана по формуле:

$$\Pi_{\text{см}} = \frac{3600 \times V \times K_y \times K_{\text{п}} \times K_{\text{в}} \times T_{\text{см}}}{T_{\text{ц}} \times K_{\text{р}}}, \text{ м}^3/\text{смену}$$

где $T_{\text{см}} = 12$ – продолжительность рабочей смены, ч;

V – объем грунта в разрыхленном состоянии, перемещаемый отвалом

бульдозера, м³;

$K_y = 0,95$ – коэффициент, учитывающий уклон на участке работы бульдозера;

$K_{\pi} = 0,9$ – коэффициент, учитывающий потери;

$K_b = 0,85$ – коэффициент использования бульдозера во времени;

$K_p = 1,3$ – коэффициент разрыхления грунта;

T_{π} – продолжительность одного цикла, сек.

Продолжительность одного цикла работы бульдозера:

$$T_{\pi} = \frac{J_1}{V_1} + \frac{J_2}{V_2} + \frac{J_1 + J_2}{V_3} + t_{\pi} + 2t_p,$$

где $J_1 = 3$ – расстояние набора породы, м;

$J_2 = 8$ – расстояние перемещения породы, м;

$V_1 = 1$ – скорость перемещения при наборе породы, м/с;

$V_2 = 1,2$ – скорость движения бульдозера с грунтом, м/с;

$V_3 = 3,7$ – скорость холостого хода бульдозера, м/с;

$t_{\pi} = 5$ – время переключения скоростей, с;

$t_p = 8,3$ – время одного разворота бульдозера, с.

Тогда:

$$T_{\pi} = \frac{3}{1} + \frac{8}{1,2} + \frac{3 + 8}{1,6} + 10 + 2 \times 10 = 3 + 6,6 + 6,9 + 30 = 34,2 \text{ сек}$$

Объем грунта, перемещаемый отвалом бульдозера:

$$V = \frac{h_o^2 \times l}{2 \operatorname{tg} \alpha},$$

где $h_o = 2,265$ – высота отвала бульдозера, м;

$l = 4,8$ – длина отвала бульдозера, м;

$\alpha = 36$ – угол откоса развала, град.

$$V = \frac{2,265^2 \times 4,8}{2 \times 0,73} = 16,87 \text{ м}^3$$

Сменная производительность бульдозера CAT D9R на отвальных работах:

$$P_{\text{см}} = \frac{3600 \times 16,87 \times 0,95 \times 0,9 \times 0,85 \times 6,55}{34,2 \times 1,3} = 7220 \text{ м}^3/\text{смену}$$

Годовая производительность бульдозера D375A на отвальных работах:

$$P_{\text{год}} = P_{\text{см}} \times (N_{\text{см}} \times N_{\text{сут}} - N_{\text{ппу}}) \times K_{\text{тг}}, \text{ м}^3/\text{год}$$

где $N_{\text{см}}$ – количество смен в сутки, см.;

$N_{\text{сут}}$ – количество суток в году, сут.;

$N_{\text{ппу}}$ – простои по погодным условиям, сут.;

$K_{\text{тг}}$ – коэффициент технической готовности.

$$\Pi_{\text{год}} = 7220 \times (2 \times 365 - 3) \times 0,9 = 4\,724\,000 \text{ м}^3/\text{год}$$

Парк бульдозеров:

$$N_6 = V_{\text{г}} / \Pi_{\text{год}}, \text{ шт.}$$

где $V_{\text{г}}$ – годовая мощность по вскрышным породам, м^3 .

$$N_6 = 17\,181\,695 / 4\,724\,000 = 3,63 \text{ шт.}$$

Инвентарный парк составит 4 бульдозера для приёма пустой породы в отвал.

Объем, площадь отвала пустых пород, длина фронта разгрузки автосамосвалов и производительность бульдозера KOMATSU D275A, D375 рассчитаны согласно утвержденным в Республике Казахстан Нормам технологического проектирования предприятий, ведущих разработку месторождений открытым способом. Результаты расчётов потребного количества оборудования на весь период представлены в таблице 3.21.

Таблица 3.21 – Результаты расчётов потребного количества оборудования на весь период

№ п/ п	ПОКАЗАТЕЛИ	ед. изм	2026	2027	2028	2029	2030	ИТОГО
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	Объём экскавируемой горной массы	м3	18 211 348	18 113 114	14 791 005	39 222 825	12 551 763	102 890 055
2	в т.ч. Объём добываемой руды	м3	1 029 653	1 103 872	1 094 100	1 092 323	184 162	4 504 111
		тн	2 867 522	3 049 749	3 049 749	3 049 749	511 465	12 528 236
3	Вскрыша	м3	17 181 695	17 009 242	13 696 905	38 130 503	12 367 600	98 385 945
	в т.ч скальная	м3	14 061 261	11 131 728	10 756 365	36 313 258	11 455 547	83 718 159
	рыхлая	м3	3 120 433	5 877 513	2 940 540	1 817 245	912 054	14 667 785
4	ПСП	м3	507 775	121 546	-	-	-	
5	Производительность бульдозера:							
	в т.ч KOMATSU D375A по вскрыше	м3/год	4 724 000	4 724 000	4 737 000	4 724 000	4 724 000	
	по скальной руде	м3/год	4 724 000	4 724 000	4 737 000	4 724 000	4 724 000	
	KOMATSU D275A на ПСП	м3/год	2 970 500	2 970 500	2 978 700	2 970 500	2 970 500	
6	Расчётное количество бульдозеров KOMATSU D375 на вскрыше.	ед.	3,6	3,6	2,9	8,1	2,6	
	Расчётное количество бульдозеров KOMATSU D375, на ск. руде.	ед.	0,2	0,2	0,2	0,2	0,04	
	Итого, расчётное количество KOMATSU D375	ед.	3,9	3,8	3,1	8,3	2,7	
	Итого, инвентарный парк бульдозеров KOMATSU D375	ед.	4,0	4,0	4,0	9,0	3,0	
	Расчётное количество бульдозеров KOMATSU D275A на ПСП	ед.	0,2	0,0	0,0	0,0	0,0	

№ п/ п	ПОКАЗАТЕЛИ	ед. изм	2026	2027	2028	2029	2030	ИТОГО
1	2	3	4	5	6	7	8	9
	Расчётное количество бульдозеров KOMATSU D275A в карьере	ед.	3,6	3,2	2,8	7,2	2,8	
	Итого, инвентарный парк бульдозеров KOMATSU D275A	ед.	4,0	4,0	3,0	8,0	3,0	
	Колёсный бульдозер KOMATSU WD-600 на хозяйственных работах	ед.	1	1	1	1	0	
	ВСЕГО, инвентарный парк бульдозерной техники	ед.	9,0	9,0	8,0	18,0	6,0	

Примечание: Для зачистки рабочих площадок, планировки подъездов к экскаваторам в карьере предусматривать:

– гусеничные бульдозеры мощностью 185-240 кВт (250-330 л.с.) при экскаваторах с ковшом вместимостью 8 м³ и более – из расчета 0,8 бульдозера на каждый экскаватор половины рабочего парка;

– колесные бульдозеры мощностью 150-220 кВт (200-300 л.с.) – из расчета 0,5 бульдозера на каждый экскаватор половины рабочего парка.

п.2.108 [11].

3.18.4. Технология и организация работ при автомобильно-бульдозерном отвалообразовании.

Формирование отвалов при бульдозерном отвалообразовании осуществляют двумя способами – периферийным и площадным.

При периферийном отвалообразовании автосамосвалы разгружаются по периферии отвального фронта в непосредственной близости от верхней бровки отвального откоса или под откос. Часть породы в этом случае сталкивается бульдозером под откос.

При площадном отвалообразовании разгрузка породы из самосвалов производится по всей площади отвала или на значительной части его, а затем бульдозером планируют отсыпной слой породы, укатываемый катками, после чего цикл повторяется.

Более экономичным способом формирования является периферийный, при котором меньше объем планировочных работ. В связи с вышеизложенным в проекте принят периферийный способ отвалообразования.

Площадки бульдозерных отвалов имеют по всему фронту разгрузки поперечный уклон не менее 3 градусов, направленный от бровки откоса в глубину отвала на длину базы работающих автосамосвалов, и фронт для маневровых операций автомобилей, автопоездов, бульдозеров и транспортных средств.

Технологический процесс периферийного бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте состоит из трех операций: разгрузки автосамосвалов, планировки отвальной бровки и устройстве автодорог.

Отвальные дороги профилируются бульдозером и укатываются катком без дополнительного покрытия.

В настоящем проекте схема развития отвальных дорог принята кольцевая.

Автосамосвалы должны разгружаться на отвале вне призмы обрушения (сползания) породы, огражденной предохранительным валом высотой не менее 1,0 м. При отсутствии предохранительного вала не допускается подъезжать к бровке ближе, чем на 5 м.

Разгрузка машин может быть произведена на любом участке отвальной бровки. Для этого лишь требуется, чтобы место разворота машин было расчищено бульдозером от крупных кусков породы.

Возведение отвала, сдвигание под откос выгруженной породы и планировка отвальной бровки осуществляется с помощью бульдозера KOMATSU D275A, D375, CAT D9R (или аналогичным по характеристикам бульдозером, допущенным к эксплуатации на территории РК, в том числе CAT D9R).

3.19. Карьерный водоотлив

Осушение карьера Комаровского золоторудного месторождения производится открытым водоотливом. Дренажные и талые воды собираются в

мобильном передвижном открытом зумпфе-водосборнике в нижней точке карьера и откачиваются в основной мобильный передвижной открытый зумпф на промежуточной отметке (при необходимости) и далее по водоводам в болото Шоптыколь. Допускается откачка дренажных и талых по водоводам в болото Шоптыколь из мобильных передвижных открытых зумпфов, без перекачки в основной мобильный открытый зумпф.

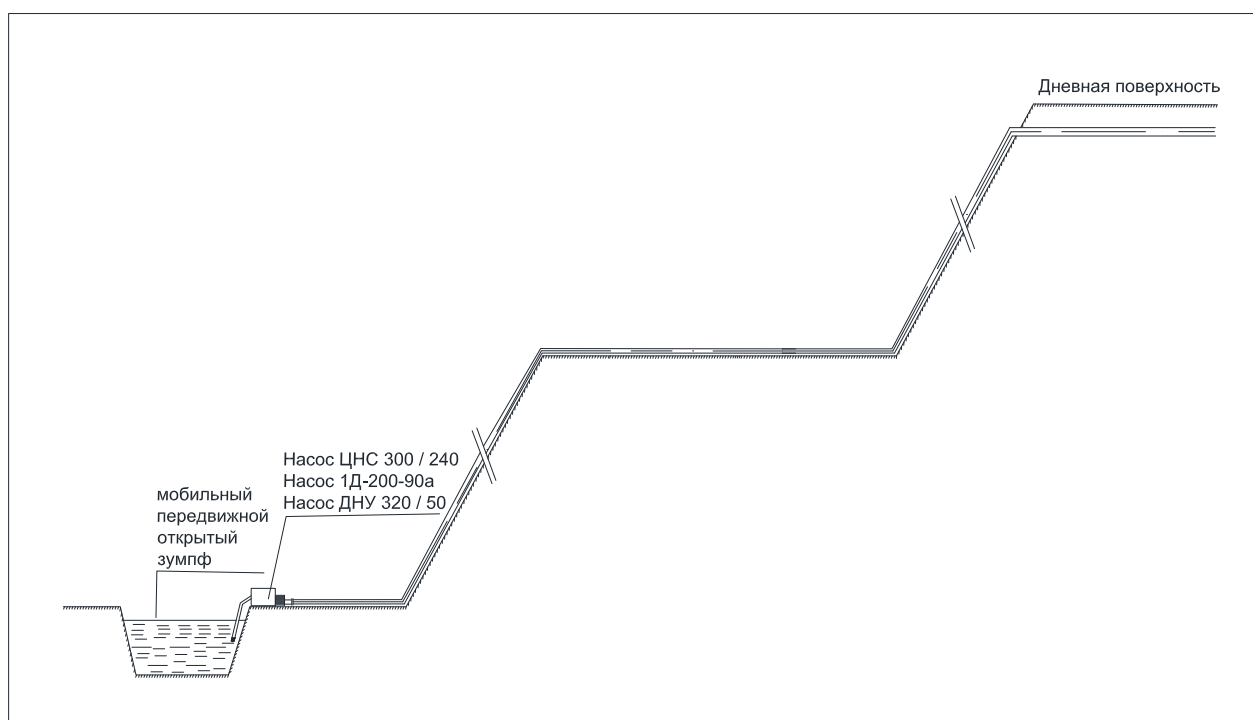
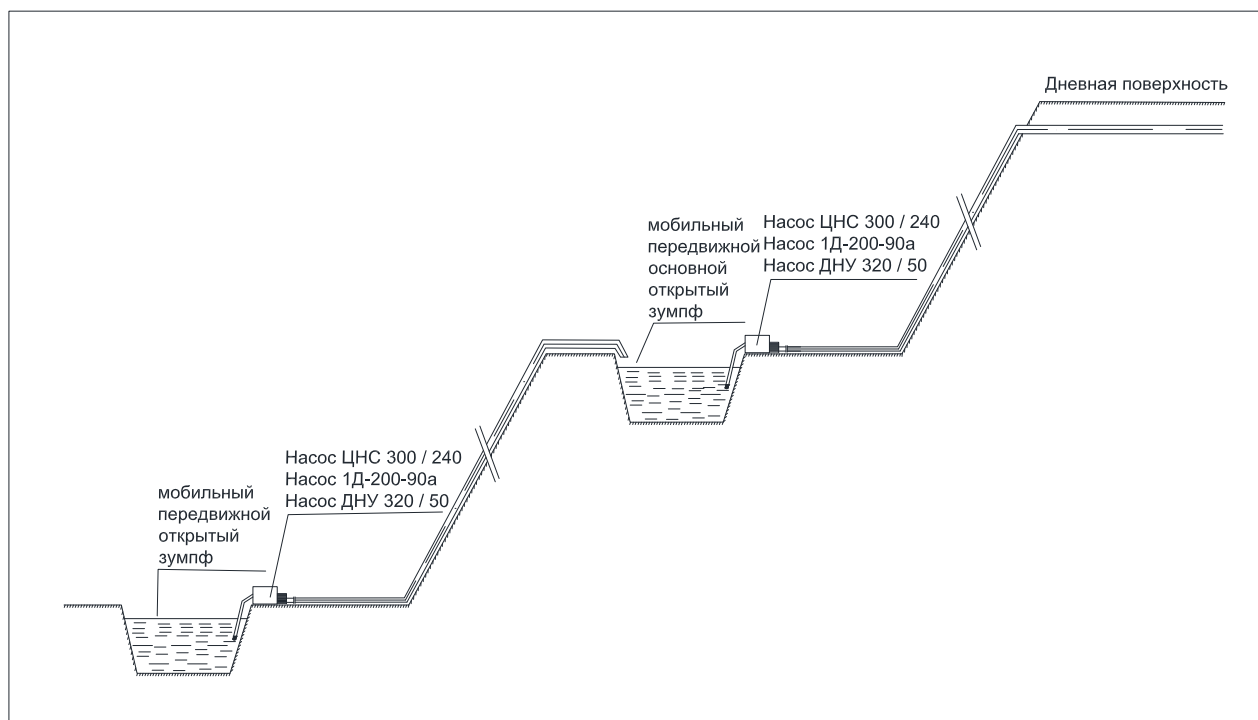


Рисунок 3.55 – Схемы устройства карьерного водоотлива.

В таблице 3.19 приведены параметры карьера по годам отработки.

Таблица 3.19 - параметры карьера по годам отработки

Показатели	Ед. изм.	Период эксплуатации карьера				
		2026	2027	2028	2029	2030
<i>I</i>	2	3	4	5	6	7
Длина карьера по поверхности, L_d	м	7260	7260	7260	7260	7260
Средняя ширина карьера по поверхности, $L_{ср.ш}$	м	600	600	600	600	600
Глубина карьера, Н	м	155	160	160	235	235

Так как карьер имеет вытянутую форму и планируется одновременное производство горных работ в разных его частях в течении всего периода отработки месторождения, возникает необходимость в организации от 1 до 3 передвижных мобильных открытых зумпфов-водосборников и при необходимости дополнительного передвижного мобильного открытого основного зумпфа и нескольких передвижных мобильных открытых зумпфов-водосборников на завершающей стадии отработки (при максимальной длине карьера – 7000 м).

В настоящее время реализована следующая схема водоотлива:

Северный передвижной мобильный открытый зумпф-водосборник располагается под восточным бортом на горизонте +100 м., оборудован насосом ЦНС-300/240, либо ЦНС-300/300. Центральный передвижной мобильный открытый зумпф-водосборник располагается на горизонте +115 м., оборудован насосом ДНУ-320/50 (или 1д-200-90а/ЦНС-300-240/Д500/90). Из Северного вода откачивается на дневную поверхность в болото Шопытколь, из Центрального, который располагается под восточным бортом на горизонте +115 м., и оборудован одним насосом ДНУ-320/50 (или 1д-200-90а/ЦНС-300-240/Д500/90). Вода из него откачивается в Северный.

Южный зумпф-водосборник располагается локально, на южном направлении на горизонте +160 м., оборудован насосом или 1д-200-90а/ЦНС-300-240). Вода из него откачивается по отдельным водоводам в болото Шоптыколь.

Прибортовой дренаж воды осуществляется по дренажным канавам, пройденными вдоль западного, восточного бортов карьера и центральной части рабочих горизонтов. Учитывая развитие карьера в Южном направлении организована вторая ветка магистрального трубопровода с отдельной дополнительной точкой сброса в болото Шоптыколь. Северный, Центральный, Южный мобильные передвижные открытые зумпфы-водосборники по мере развития горных работ переносятся на нижележащие горизонты. Вода из Северного, Центрального, Южного водосборника подается по трубопроводу диаметром 225 мм на сброс в болото Шоптыколь.

Вода с южного зумпфа по трубопроводу 225 мм и 450мм подается на сброс в болото Шоптыколь.

Для предотвращения переполнения естественной рельефной емкости болота «Шоптыколь» и поверхностного перелива воды в сторону существующего лога в северо-восточном направлении от болота в паводковый период, согласно Проекта РД «Строительство ограждающих дамб накопителя-испарителя болота Шоптыколь» от 2019 г. [36], в 2020 году построена ограждающая дамба, для создания, временного открытого емкостного гидротехнического сооружения, на период действия разработки горных пород. Ограждающая дамба предотвращает сброс дренажных вод из карьера в существующий лог и дальнейшее возможное перемещение в сторону р.Шортанды в паводковый период.

По мере развития карьера в Южном направлении дополнительно будут обустраиваться еще 2 передвижных мобильных открытых зумпфа-водосборника оборудованных насосами 1д-200-90а, вода из зумпфов по трубопроводу 225 мм будет подаваться в южный зумпф и из него по трубопроводу 225 мм и 450мм. на сброс в болото Шоптыколь.

В местах пересечения трубопровода со съездами, он укрывается защитными кожухами из металлических труб большего диаметра. Емкость зумпфов рассчитана на нормальный суточный водоприток. Строительство зумпфов предусматривается вне пределов рудных тел. Возле зумпфов размещаются водоотливные установки. Подходы к зумпфам ограждаются предохранительными валами, сигнальными лентами.

Соединение нагнетательных ставов передвижных водоотливных установок с магистральным трубопроводом осуществляется с помощью сварки, фланцевыми соединениями и быстро разъёмными соединениями (БРС).

В процессе эксплуатации насосная установка меняет свое местоположение, соответственно меняется высота подачи и длина магистрального трубопровода. Диаметр и длина магистральных трубопроводов выбраны по условию обеспечения откачки воды на конец отработки карьеров при максимальной глубине карьера и при максимальном водопритоке.

На напорных трубопроводах устанавливаются задвижки с ручным управлением. Всасывающие трубопроводы оборудуются обратными клапанами с сеткой. Пуск и остановка насосов осуществляется в зависимости от уровня воды в водосборнике.

Каждый насосный агрегат снабжен со стороны нагнетания манометром. Заливка насосов осуществляется из нагнетательных трубопроводов, либо с применением маломощного погружного насоса.

Для защиты карьера от ливневых и паводковых вод, с учетом рельефа местности, предусматривается проходка по его проектному контуру по западной и восточной стороне нагорной канавы глубиной 1,0 м и шириной 1,5 м.

Расчет и выбор оборудования для водоотлива.

Осушение скальных пород вскрыши и рудных тел в карьере предусматривается посредством устройства опережающих зумпфов-водосборников, устанавливаемых на дне Карьера, основного зумпфа и внутрикарьерного водоотлива. Сброс дренажных вод из приуступных дренажей на дно карьера в зумпфы-водосборники, перекачка их в основной зумпф с последующим удалением из основного зумпфа насосными установками по трубопроводу на поверхность, откуда по трубопроводу она будет поступать в болото Шоптыколь.

Производительность насоса для Основанного зумпфа рассчитывается из условия откачивания суточного нормального притока воды в карьер за 20 часов работы в сутки.

Суммарный водоприток в карьер составит $Q_k = 170 \text{ м}^3/\text{ч}$. Тогда производительность насоса может быть определена по формуле:

$$Q = \frac{24 \times Q_k}{20} = 1,2Q_k = 1,2 \times 170 = 204 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Манометрический напор при работе на сеть должен быть равен геофизической высоте H_r :

$$H_r = H_k + h_{пр} - h_{вс}, \text{ м}$$

где $H_k = 220$ – глубина карьера до разрабатываемого горизонта, м;

$h_{пр}$ – превышение труб на сливе относительно борта карьера,

$h_{пр} = 1 \div 1,5$ м, принимаем $h_{пр} = 1,0$ м;

$h_{вс} = 3$ – высота всасывания относительно насосной установки, м.

Манометрический напор насосной установки

$$H_r = 195 + 1 - 3 = 218 \text{ м.}$$

Ориентировочный напор H_o , который должен создавать насос при минимально необходимой производительности, находится в пределах, определяемых по следующему выражению:

$$H_o = (1,05 \div 1,18) H_r = 1,1 \times 220 = 242 \text{ м.}$$

Расчетные показатели производительности и напора определены на период завершения отработки месторождения, т.е. при работе карьера на глубине 220 м от поверхности.

Расчеты сведены в таблицу 3.20.

Таблица 3.22 – Расчеты производительности насосов и их напора

Наименование	Производительность насосов	Глубина карьера	Манометрический напор	Ориентировочный напор
1	2	3	4	5
карьер	204	220	218	242

На основании расчетных показателей ($Q_{\text{нас}}$, H_o) по характеристикам карьера Комаровского месторождения принимаем следующие центробежные секционные насосы: ЦНС 300-240/ЦНС 300/300, в качестве перекачного (для зумпфа - водосборника) – 1д-200-90а/ДНУ320-50/Д500-90.

В связи с тем, что глубина карьера будет увеличиваться постепенно, то нет необходимости использовать насосы с максимальным напором. Напор может регулироваться за счет изменения числа рабочих колес (секций).

Характеристики принятых насосов приведены в таблице 3.21.

Для карьерного водоотлива для Основного зумпфа принимается насосная станция, состоящая из одного насоса ЦНС для откачки воды.

Основные размеры патрубков (всасывающего и нагнетательного) центробежных насоса ЦНС 300-240 приведены в таблице 3.23.

Таблица 3.23 – Техническая характеристика насосов

Наименование участка	Насос	Подача, м³/ч	Напор, м	Мощность, кВт	Частота вращения, об/мин
<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>	<i>5</i>	<i>6</i>
Основной зумпф (мобильный передвижной основной открытый зумпф).	ЦНС 300-300	300	300	400	1500
Основной зумпф (мобильный передвижной основной открытый зумпф).	ЦНС 300-240	300	240	320	1475
Зумпф-водосборник (мобильный передвижной основной открытый зумпф-водосборник).	1д-200-90а	180	74	57	2900
Мобильный передвижной основной открытый зумпф-водосборник.	ДНУ 300-50	300	50	58	1450
Мобильный передвижной основной открытый зумпф-водосборник.	Д500-90	500	90	160	1450

Таблица 3.24 – Внутренний диаметр патрубков насоса

Тип насоса	Внутренний диаметр патрубка, мм	
	всасывающего	нагнетательного
<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>
ЦНС 300-240	200	200

Внутренний диаметр нагнетательного трубопровода может быть определен по формуле:

$$d_n = \sqrt{\frac{4Q_{\text{нас}}}{\pi v}}, \text{ м}$$

где $Q_{\text{нас}} = 300 \text{ м}^3/\text{ч} = 0,083 \text{ м}^3/\text{с}$ – производительность насоса;
 v – наивыгоднейшая скорость движения воды в трубопроводе, м/с
(принимается в пределах 1,5-2,5 м/с).

Диаметр нагнетательных труб при наивыгоднейшей скорости движения воды в трубопроводе приводится ниже:

1. для скорости $v = 1,5 \text{ м/с}$

$$d = \sqrt{\frac{4 \times 0,08}{3,14 \times 1,5}} = 0,260 \text{ м} = 260 \text{ мм}$$

2. для скорости $v = 2,5 \text{ м/с}$

$$d = \sqrt{\frac{4 \times 0,08}{3,14 \times 2,5}} = 0,202 \text{ м} = 202 \text{ мм}$$

Учитывая необходимость возможной откачки формируемого водопритока с учетом ливневых осадков, принимаем трубопровод с ближайшим стандартным диаметром равным 225 мм.

Учитывая, что карьерные воды неагрессивны по отношению к металлам, в проекте приняты стальные быстроразъемные трубы d_v 225 мм.

3.20. Расход ГСМ и автомобильных шин

Годовой расход ГСМ и автомобильных шин выполнен согласно требований ВНТП 35-86 [1] с учетом принятого режима работы карьера.

Результаты расчета приведены в таблице 3.25.

Таблица 3.25 – Расход ГСМ и автомобильных шин по годам

№ п/п	Показатели	Единица измерения	Данные по годам:				
			2026	2027	2028	2029	2030
1	2	3	4	5	6	7	8
1	КАРЬЕР: А/С, KOMATSU HD - 785, CAT - 777						
	Количество техники в работе	ед.	38,28	37,00	32,89	92,38	29,03
	Норма расхода топлива	кг/м.ч.	52,05				
	Расход дизельного топлива	тонн/год	14 170	13 737	12 248	34 251	10 750
	Время работы	час/год	272 265	263 942	235 328	658 101	206 559
	Возраст и техническое состояние транспортных средств:						
	эксплуатация до 2- лет		5	5	0	0	0
	эксплуатация более 2-х лет		33,28	32,00	32,89	92,38	29,03
	Норма расхода шин	шт/м.ч.	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001
	Кол-во шин	шт.	225	218	194	543	170
2	KOMATSU PC 1250, вскрыша						
	Количество техники в работе	ед.	2,2	2,1	2,1	2,1	2,9
	Норма расхода топлива	кг/м.ч.	64,4				
	Время работы	час/год	14411,4	14058,4	14107,3	14062,1	18750,4
	Расход дизельного топлива	тонн/год	928	905	908	905	1207
3	KOMATSU EX-2600, PC 3000, вскрыша						
	Количество техники в работе	ед.	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0
	Норма расхода топлива	кг/м.ч.	139,1				
	Время работы	час/год	13142,7	13601,4	13232,1	13040,7	12915,4
	Расход дизельного топлива	тонн/год	1828	1892	1841	1814	1797
4	KOMATSU PC 2000, Hitachi EX1900-6 вскрыша						
	Количество техники в работе	ед.	3,0	3,0	2,0	12,5	1,5
	Норма расхода топлива	кг/м.ч.	88,0				
	Время работы	час/год	21510,3	21510,3	14342,2	91226,3	10988,2
	Расход дизельного топлива	тонн	1893	1893	1262	8028	967

№ п/п	Показатели	Единица измерения	Данные по годам:				
			2026	2027	2028	2029	2030
1	2	3	4	5	6	7	8
5	KOMATSU PC 1250, руда						
	Количество техники в работе	ед.	0,8	0,9	0,9	0,9	0,1
	Норма расхода топлива	кг/м.ч.	64,4				
	Время работы	час/год	5288	5644	5644	5635	946
	Расход дизельного топлива	тонн	340	363	363	363	61
6	KOMATSU PC 2000, Hitachi EX1900-6, ВК перевозки						
	Количество техники в работе	ед.	0,04	0,04	0,03	0,10	0,03
	Норма расхода топлива	кг/м.ч.	88,0				
	Время работы	час/год	304	304	243	700	213
	Расход дизельного топлива	тонн	27	27	21	62	19
7	Погрузчик CAT 992G, KOMATSU WA900-8R, вскрыша						
	Количество техники в работе	ед.	0,6	0,2	0,2	-	-
	Норма расхода топлива	кг/м.ч.	68,7				
	Время работы	час/год	4292	1729	1735	-	-
	Расход дизельного топлива	тонн	295	119	119	-	-
8	Погрузчик CAT 992G, KOMATSU WA900-8R, ПСП						
	Количество техники в работе	ед.	0,2	0,1	0,0	0,0	0,0
	Норма расхода топлива	кг/м.ч.	68,7				
	Время работы	час/год	1595	382	-	-	-
	Расход дизельного топлива	тонн	110	26	-	-	-
9	Погрузчик CAT 992G, KOMATSU WA900-8R, Хозработы.						
	Количество техники в работе	ед.	0,2	0,7	0,8	1,0	1,0
	Норма расхода топлива	кг/м.ч.	68,7				
	Время работы	час/год	859	4635	5011	6746	6746
	Расход дизельного топлива	тонн	59	318	344	463	463
10	Автогрейдер CAT 16M						
	Количество техники в работе	ед.	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0
	Норма расхода топлива	кг/м.ч.	16,2				
	Время работы	час/год	13600	13600	13600	13600	13600

№ п/п	Показатели	Единица измерения	Данные по годам:				
			2026	2027	2028	2029	2030
1	2	3	4	5	6	7	8
	Расход дизельного топлива	тонн	220	220	220	220	220
11	Зачистка блоков, подъездов в карьере - бульдозер KOMATSU D275,A, KOMATSU WD-600						
	Количество техники в работе	ед.	1,8	1,6	1,4	3,6	1,4
	Норма расхода топлива	кг/м.ч.	24,8				
	Время работы	час/год	12960	11520	10080	25920	10080
	Расход дизельного топлива	тонн	323	290	256	625	256
12	Зачистка блоков, подъездов в карьере - бульдозер KOMATSU D375						
	Количество техники в работе	ед.	1,8	1,6	1,4	3,6	1,4
	Норма расхода топлива	кг/м.ч.	36,2				
	Время работы	час/год	12960	11520	10080	25920	10080
	Расход дизельного топлива	тонн	470	417	365	939	365
13	Погрузчик САТ 966Н - Хозработы						
	Количество техники в работе	ед.	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
	Норма расхода топлива	кг/м.ч.	8,2				
	Время работы	час/год	7300	7300	7300	7300	7300
	Расход дизельного топлива	тонн	60	60	60	60	60
14	Hitachi ZX330-5A, инженерные и хозяйственные работы						
	Количество техники в работе	ед.	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
	Норма расхода топлива	кг/м.ч.	13,8				
	Время работы	час/год	7440	7440	7440	7440	7440
	Расход дизельного топлива	тонн	103	103	103	103	103
15	ВСЕГО, расход дизельного топлива	тонн	20 825	20 371	18 111	47 834	16 268
РУДНЫЕ СКЛАДЫ №1, 2, 3							
1	Бульдозер KOMATSU D375						
2	Количество техники в работе	штук	-	-	-	-	-
3	Расход дизельного топлива	тонн/год	-	-	-	-	-
4	Время работы машин	час/год	-	-	-	-	-

№ п/п	Показатели	Единица измерения	Данные по годам:				
			2026	2027	2028	2029	2030
1	2	3	4	5	6	7	8
ОПП (ОТВАЛЫ ПУСТЫХ ПОРОД)							
1	Объем пустой породы, всего	м³/год	17 181 695	17 009 242	13 696 905	38 130 503	12 367 600
2	Кол-во техники работающей на формировании, всего, KOMATSU D275A, D375	ед.	3,64	3,60	2,89	8,07	2,62
	В т.ч. по типам KOMATSU D275A	ед.	0,91	0,90	0,72	2,02	0,65
	KOMATSU D375	ед.	2,73	2,70	2,17	6,05	1,96
3	Время работы машин, всего	час/год	24 430	24 185	19 475	54 217	17 585
	В т.ч. по типам KOMATSU D275A	час	8 143	8 062	6 492	18 072	5 862
	KOMATSU D375	час	16 287	16 123	12 984	36 145	11 723
4	Норма расхода топлива KOMATSU D275A	кг/м.ч.	23,3				
	Норма расхода топлива KOMATSU D375	кг/м.ч.	36,2				
	Норма расхода топлива средневзвешенная	кг/м.ч.	33,0	33,0	33,0	33,0	33,0
5	Расход дизельного топлива	тонн	806	798	643	1789	580
Отвалы ПСП (с учётом временных гуртов)							
№ п/п	Показатели	Единица измерения	Данные по годам:				
			2023	2024	2025	2026	2027
1	Объем пустой породы, всего	м³/год	1 015 550	243 092	-	-	-
2	Кол-во техники работающая на формировании отвала , KOMATSU D275A	ед.	0,35	0,08	0,00	0,00	0,00
3	Время работы машин, всего	час/год	2551,48	610,75	0,00	0,00	0,00

№ п/п	Показатели	Единица измерения	Данные по годам:				
			2026	2027	2028	2029	2030
<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>	<i>5</i>	<i>6</i>	<i>7</i>	<i>8</i>
4	Норма расхода топлива	кг/м.ч.	23,3				
5	Расход дизельного топлива	тонн	59,4	14,2	0,0	0,0	0,0
	ИТОГО, расход дизельного топлива	тонн	21691	21183	18754	49623	16849

3.21. Производительность и срок существования карьера

В результате выполненных геологоразведочных работ в период 2026-2030 годах и с целью дальнейшего планирования работ рудника была выполнена переоценка запасов руды и металла для открытой. Запасы полезных ископаемых Комаровского золоторудного месторождения утверждены протоколом от 05 февраля 2026 года № 2806-26-У по состоянию на 02.01.2025. С учетом отработанных запасов в 2025 году срок существования карьера, с учетом периода затухания горных работ, составит 5 лет (2026-2030 г.г.).

Раздел 4. УЧАСТОК РУДОПОДГОТОВКИ И ОТГРУЗКИ РУДЫ (УРПиО)

Руда, предназначенная для отправки на ЗИФ ТОО «Варваринское» (ТООВ), складировается на прирельсовой площадке в количестве: недробленая руда – до 130 тыс. тонн. Суммарная площадь прирельсового склада составляет 148,5 тыс. м².

Все работы на прирельсовом складе делятся на 3 отдельных технологических процесса:

1. Недробленая руда из карьера, либо с рудного склада, доставляется на прирельсовую площадку автосамосвалами.

Работы по складированию руды на прирельсовой площадке ведутся в соответствии с паспортом склада.

Для безопасного проведения работ по перевозке, складированию и формированию штабелей руды на прирельсовом складе, руководство осуществляет мастер рудного склада.

2. Руда из сформированных штабелей недробленной руды далее отгружается и перевозится автосамосвалами к железнодорожным путям с формированием штабелей не дробленной руды вдоль железнодорожных путей (для отгрузки в железнодорожный транспорт).

3. Погрузка руды в железнодорожный транспорт производится двумя и более фронтальными погрузчиками (с емкостью ковша не менее 3 м³ и технической производительностью не менее 400 т/час), в соответствии с паспортом загрузки железнодорожных вагонов.

4. Так же, на УРПО завозится автосамосвалами подрядчика сторонняя руда в объёме до 100 000 тонн/год, с последующей отгрузкой в ж.д. вагоны для транспортировки на ЗИФ ТОО «Варваринское» (ТООВ).

5. Так же, на УРПО завозятся автосамосвалами подрядчика техногенные минеральные образования (ТМО) в объёме до 120 000 тонн/год, с последующей отгрузкой в ж.д. вагоны для транспортировки на ЗИФ ТОО «Варваринское» (ТООВ).

Расчёт потребного оборудования для выполнения работ на прирельсовом складе (УРПиО) приведён в таблице 4.1.

Таблица 4.1 – Расчёт потребного оборудования для выполнения работ на прирельсовом складе (УРПиО).

№ п/п	Показатели	Единица измерения	Данные по годам:				
			2026	2027	2028	2029	2030
<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>	<i>5</i>	<i>6</i>	<i>7</i>	<i>8</i>
1	Количество руды находящейся на складе на начало года	тонн/год	135 324	146 887	158 902	158 902	158 902
2	Количество руды поступающей на склад из карьера	тонн/год	2 867 522	3 049 749	3 049 749	3 049 749	511 465
3	Количество руды поступающей на склад с рудных складов №1, 2, 3	тонн/год	193 563	12 015	-	-	50 459
4	Количество руды поступающей на склад от стороннего поставщика (в том числе ТМО)	тонн/год	220 000	220 000	220 000	220 000	220 000
5	ИТОГО, количество руды, поступающей на склад	тонн/год	3 281 085	3 281 764	3 269 749	3 269 749	781 924
Отгрузка руды со склада УРПиО							
1	Количество руды отгружаемое из штабелей в жд думпкары	тонн/год	3 269 522	3 269 749	3 269 749	3 269 749	940 826
Работа техники на жд тупике (склад руды УРПО)							
Привоз на склад - автосамосвалы CAT - 777, Komatsu HD - 785							

№ п/п	Показатели	Единица измерения	Данные по годам:				
			2026	2027	2028	2029	2030
<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>	<i>5</i>	<i>6</i>	<i>7</i>	<i>8</i>
1	Наименование и количество техники работающей на складе УРПО	название и кол-во (штук)	2,8	3,2	3,2	3,6	0,6
2	Время работы техники на складе	час/год	19 534	22 849	22 771	25 860	4 378
Привоз на склад - автосамосвалы (Shacman), гр-ть 25 тонн, сторонний поставщик							
1	Наименование и количество техники работающей на складе УРПО		название и кол-во (штук)	2,8	3,2	3,2	3,6
2	Время работы техники на складе		час/год	19 534	22 849	22 771	25 860
Привоз на склад - автосамосвалы (Shacman), гр-ть 25 тонн, сторонний поставщик							
1	Наименование и количество техники работающей на складе УРПО		название и кол-во (штук)	2,3	2,3	2,3	2,3
5	Время работы техники на складе		час/год	13 811	13 921	13 798	13 776
Формирование штабелей не др. руды - бульдозер KOMATSU D375, собственное							
1	Наименование и количество техники работающей на складе УРПО		название и кол-во (штук)	0,22	0,23	0,23	0,23
2	Время работы техники на складе		час/год	1 464	1 570	1 556	1 553
Отгрузка из штабелей не др. руды в А/С - погрузчик (Е - 3 м3), подрядчик							
1	Наименование и количество техники работающей на складе УРПО		название и кол-во (штук)	2,63	2,63	2,62	2,63
2	Время работы техники на складе		час/год	14 519	14 520	14 520	14 520
Перевозка руды со штабелей не др. руды в отгрузочные штабеля - автосамосвалы (Shacman), подрядчик							

№ п/п	Показатели	Единица измерения	Данные по годам:				
			2026	2027	2028	2029	2030
1	2	3	4	5	6	7	8
1	Наименование и количество техники работающей на складе УРПО		название и кол-во (штук)	4,19	4,19	4,18	4,19
2	Время работы техники на складе		час/год	24 828	24 830	24 830	24 830
Формирование отгрузочных штабелей - погрузчик Е - 3 м3, подрядчик							
1	Наименование и количество техники работающей на складе УРПО		название и кол-во (штук)	0,90	0,90	0,90	0,90
2	Время работы техники на складе		час/год	5 177	5 178	5 178	5 178
Отгрузка руды из отгрузочных штабелей не др. руды в Ж.Д. - погрузчик, подрядчик							
1	Наименование и количество техники работающей на складе УРПО		название и кол-во (штук)	2,06	2,06	2,06	2,06
2	Время работы техники на складе		час/год	11 417	11 417	11 417	11 417
Дозировка руды в ж.д. думпкарах - Экскаватор Liebherr LH30, собственное							
1	Наименование и количество техники работающей на складе УРПО		название и кол-во (штук)	1,00	1,00	1,00	1,00
2	Время работы техники на складе		час/год	7 440	7 440	7 440	7 440

Раздел 5. ДРОБИЛЬНО-СОРТИРОВОЧНЫЙ КОМПЛЕКС (ДСК).

5.1. Общая информация.

Дробильно-сортировочный комплекс (ДСК) построен в 2025 году, согласно [38] Проекта «Дробильно-сортировочный комплекс, по адресу: Костанайская обл., г. Житикара, территория ТОО "Комаровское горное предприятие"», ТОО "СпецPSY", от 2024 года.

В административном отношении участок строительства ДСК расположен западнее, северо-западнее болота Шоптыколь.

В географическом отношении район изысканий расположен в пределах Тургайского прогиба на севере территории РК. Согласно физико-географическому и агроклиматическому районированию территории Казахстана участок изысканий относится к умеренно-засушливой 2 ландшафтной зоне умеренного типа.

Местоположение и планировку дробильно-сортировочного комплекса определили следующие факторы:

- минимизация расстояний перевозки;
- преобладающее направление ветра должно уносить любые выбросы пыли и топливного нагревателя из рабочей зоны;
- использование естественных уклонов рельефа для минимизации земляных работ;
- минимальная занимаемая площадь предприятия без ущерба для доступа к обслуживанию.

При разработке генплана учтены санитарные и противопожарные требования, а также требования к организации людских и транспортных потоков. Автомобильный въезд на территорию со стороны существующей автодороги. Благоустройство территории не предусматривается, территория оборудована щебеночным подъездом.

5.2. Техническая часть.

Технические решения, применённые при проектировании, соответствуют требованиям экологических, санитарно-гигиенических, противопожарных и других норм, действующих на территории Казахстана и обеспечивают безопасную для жизни и здоровья людей эксплуатацию объекта.

Производственная мощность ДСК - 120 тыс.т./год. ДСК состоит из следующего оборудования:

- Щековая дробилка СМД-109А (в составе ДРО-835), максимальный размер куска исходного материала 340 мм, ширина разгрузочной щели 40-90 мм, производительность 23-53 м³/час, мощность двигателя 45,0 кВт, масса 10,8 тонн.

- Вибрационный питатель (в составе ДРО-835), длина колосниковой решетки 1400 мм, емкость бункера 15 м³, размер куска материала 500 мм, высота загрузки 3200 мм, производительность 30- 150 м³/час, мощность электродвигателя 7,5 кВт, масса 15 тонн.

- Грохот инерционный средней серии ГИС-32, размер просеивающей поверхности 1250х3000 мм, число ярусов сит 2, угол наклона 12-20 градусов, производительность 70 -120 м³/час, максимальный размер куска исходного материала 250 мм, мощность электродвигателя 7,5 кВт, габаритный размер 3640х1980х1250 мм, масса 2,4 тонн.

- Конвейер ленточный СМД-151А 650/20 длинна конвейера между центрами барабанов 20,0 м; ширина ленты 650 мм; высота разгрузки 610 см; скорость ленты 1,6 м/с; мощность электродвигателя 11,0 кВт; масса 4,0 тонн.

Силовое электрооборудование предусмотрено на напряжение 380/220В в сети с глухозаземленной нейтралью трансформатора. По степени надежности электроснабжения токоприемники дробильно-сортировочного комплекса относятся к потребителям III категории.

В качестве распределительного устройства принят щит ЩМП-6-0.

Технологический план и технологическая схема ДСК отражены на рисунке 5.1. ДСК, вид сбоку показан на рисунке 5.2.

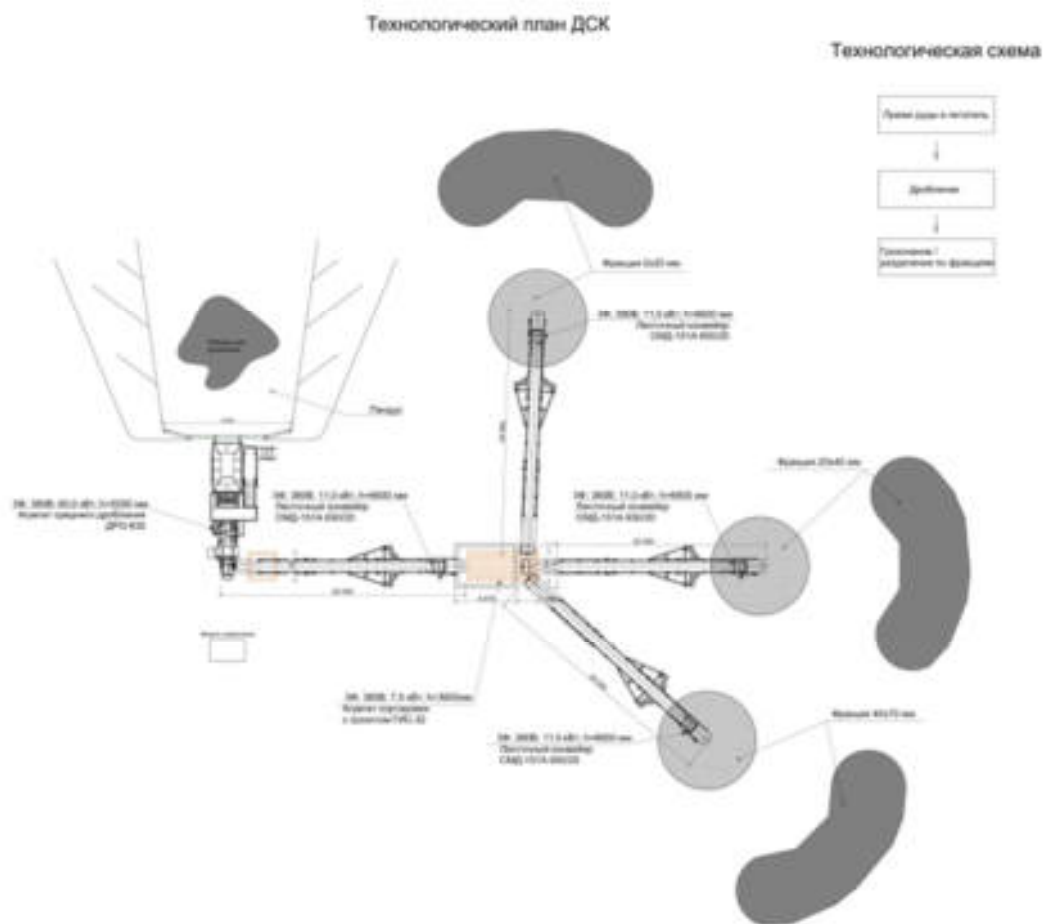


Рисунок 5.1 – Технологический план и технологическая схема ДСК.



Рисунок 5.2 – ДСК, вид сбоку.

5.3. Технологическая часть.

Комплекс реализует технологические операции по приему скальной горной массы в питатель, дробление скальной горной массы на щековой дробилке, грохочение и распределение фракций выходного инертного материала. Проектом предусмотрены три фракции щебня (инертного материала): 0-20 мм; 20-40 мм; 40-70 мм; распределяемые на территории ДСК.

Подвоз скальной горной массы предусматривается самосвалами, загрузка скальной горной массы с помощью экскаватора или погрузчика, местные передвижения скальной горной массы и выходного инертного материала осуществляется при помощи погрузчика, типа ZL 50NK (либо аналогичные по техническим характеристикам погрузчики, допущенные к эксплуатации на территории РК).

На рисунке 5.1 изображён Паспорт 1.1 ZL 50NK, ДСК. Схема технологического процесса погрузки фронтальным погрузчиком типа - ZL 50NK, в приёмный бункер дробильно-сортировочного комплекса. На рисунке 5.2 изображён Паспорт 1.2 ZL 50NK ДСК. Схема формирования штабеля погрузчиком типа - ZL 50NK.

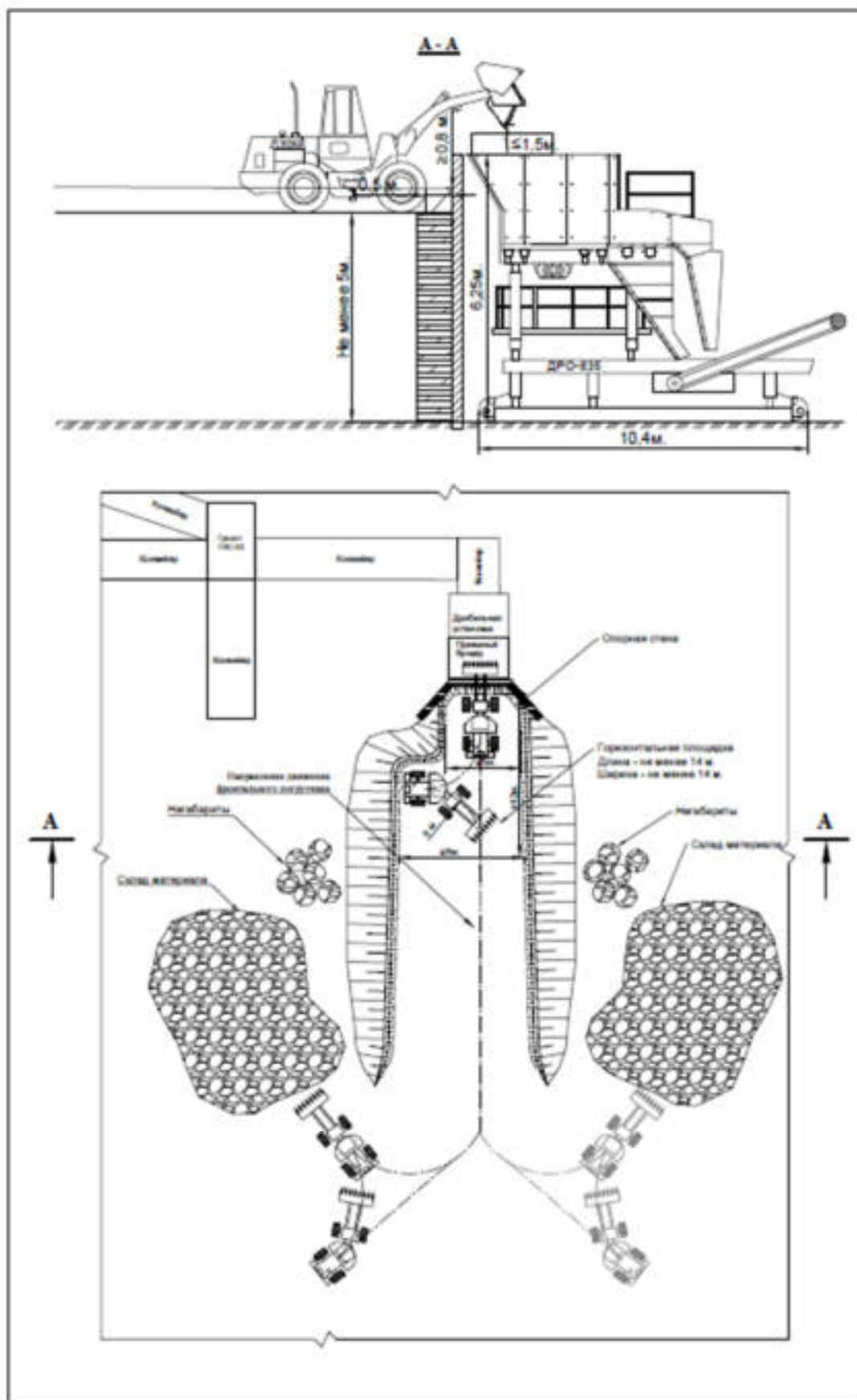


Рисунок 5.3 – Паспорт 1.1 ZL 50NK, ДСК. Схема технологического процесса погрузки фронтальным погрузчиком типа - ZL 50NK, в приёмный бункер дробильно-сортировочного комплекса.

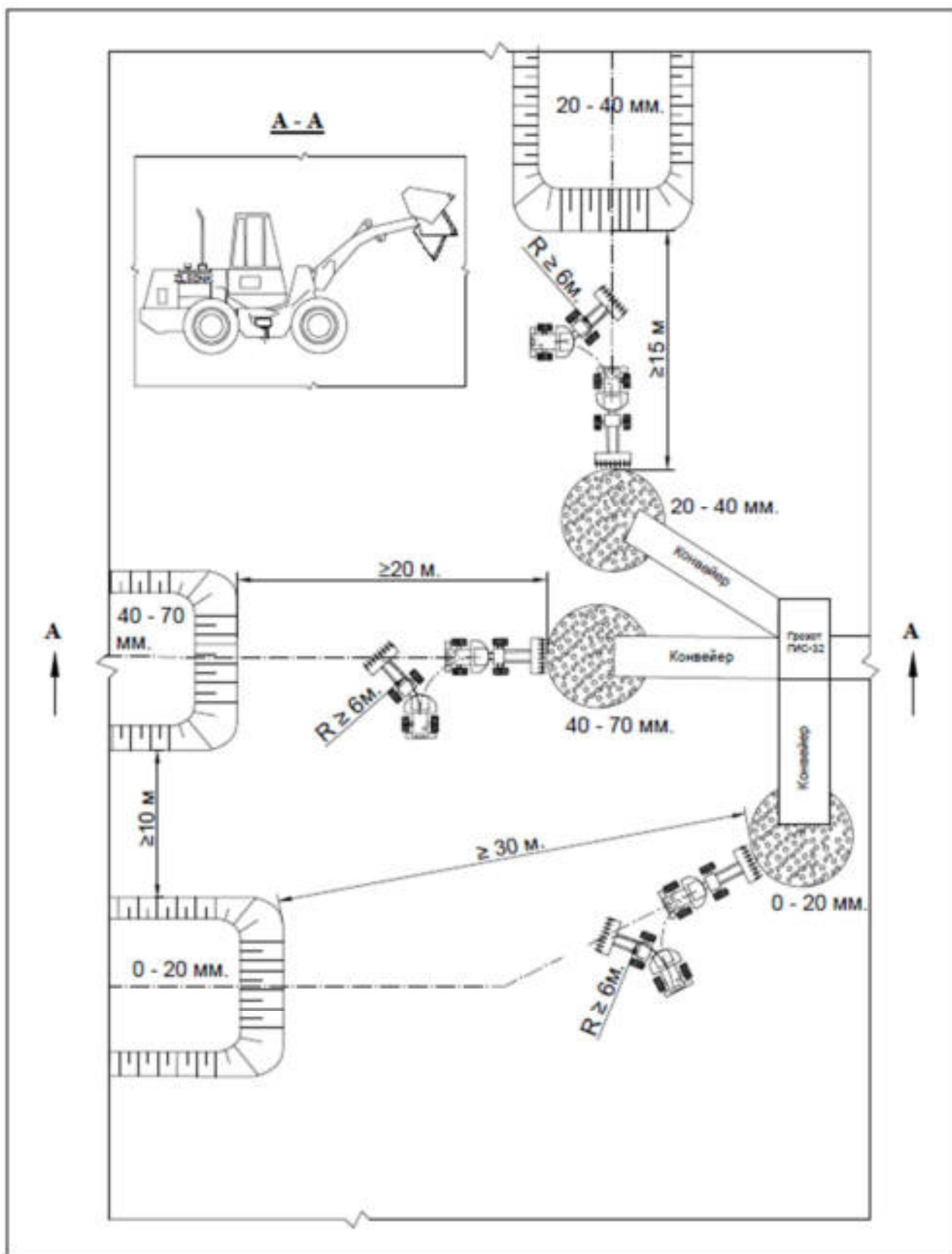


Рисунок 5.4 – Паспорт 1.2 ZL 50NK ДСК. Схема формирования штабеля погрузчиком типа - ZL 50NK.

Часть готовой продукции (щебень) используется (транспортируется) непосредственно для ремонта технологических и хозяйственных автодорог, в качестве противогололедной обработки дорог и т.д.

Часть щебня транспортируется на расходный Склад щебня №2 на восточном борту карьера (Западнее ОПП №2).

Так же, для ремонта и строительства автодорог и других целей, используется суглинок, расположенный на складе суглинка на территории предприятия.

Расчёт потребного оборудования для выполнения работ на ДСК, складе щебня №2, и складе суглинка приведён в таблице 5.1.

Таблица 5.1 – Расчёт потребного оборудования для выполнения работ на ДСК, складе щебня №2, и складе суглинка.

№ п/п	Показатели	Единица измерения	Данные по годам:				
			2026	2027	2028	2029	2030
1	2	3	4	5	6	7	8
ДСК							
1	Количество скальной горной массы на складе на начало периода	тонн/год	30 000	30 000	30 000	30 000	30 000
2	Количество скальной горной массы поступающей на склад из карьера	тонн/год	200 000	200 000	200 000	200 000	100 000
Подача скальной горной массы в приемный бункер дробилки и дробление							
1	Количество скальной г.м. разгружаемое в бункер дробилки	тонн/год	200 000	200 000	200 000	200 000	100 000
Формирование отгрузочных штабелей щебня на площадке ДСК (перевозка погрузчиком, Е-3 м3)							
1	Количество щебня поступающее на отгрузочные штабеля дробленой ск. г.м.	тонн/год	200 000	200 000	200 000	200 000	100 000
Отгрузка штабелей щебня на площадке ДСК на ремонт автодорог							
1	Отгрузка штабелей щебня на ремонт автодорог	тонн/год	100 000	100 000	100 000	100 000	80 000
Отгрузка штабелей щебня на площадке ДСК на Склад щебня №2							
1	Отгрузка штабелей щебня на Склад щебня №2	тонн/год	100 000	100 000	100 000	100 000	50 000
Работа техники на ДСК (дробильно-сортировочном комплексе)							
Привоз скальной горной массы на ДСК - автосамосвалы типа CAT - 777, KOMATSU HD - 785							
1	Наименование и количество техники работающей на ДСК	название и кол-во (штук)	0,18	0,19	0,19	0,19	0,09
2	Время работы техники на складе	час/год	1295	1360	1380	1442	673
Подача горной массы в бункер - погрузчик (Е - 3 м3), подрядчик							
1	Наименование и количество техники работающей на ДСК	название и кол-во (штук)	0,30	0,30	0,29	0,30	0,15
2	Время работы техники на складе	час/год	2706	2706	2706	2706	1353
Перевозка из конусов дроблёного щебня в штабеля дроблёного щебня - погрузчик (Е - 3 м3), подрядчик							

№ п/п	Показатели	Единица измерения	Данные по годам:				
			2026	2027	2028	2029	2030
1	2	3	4	5	6	7	8
1	Наименование и количество техники работающей на ДСК	название и кол-во (штук)	0,50	0,50	0,50	0,50	0,25
2	Время работы техники на складе	час/год	1623	1623	1623	1623	812
Погрузка щебня из штабелей в А/С (Shacman, подрядчик) - погрузчик Е - 3 м3, подрядчик							
1	Наименование и количество техники работающей на ДСК	название и кол-во (штук)	0,45	0,45	0,45	0,45	0,29
2	Время работы техники на складе	час/год	2706	2706	2706	2706	1353
Перевозка щебня из штабелей на склад щебня №2 - автосамосвалы (Shacman), подрядчик							
1	Наименование и количество техники работающей на ДСК	название и кол-во (штук)	0,35	0,35	0,34	0,35	0,17
2	Время работы техники на складе	час/год	2050	2050	2050	2050	1025
Перевозка щебня из штабелей в карьер для ремонта автодорог - автосамосвалы (Shacman), подрядчик							
1	Наименование и количество техники работающей на ДСК	название и кол-во (штук)	0,35	0,36	0,40	0,41	0,35
2	Время работы техники на складе	час/год	2092	2125	2360	2460	2068
Склад щебня №2							
1	Количество щебня на складе на начало периода	тонн/год	25 000	30 000	30 000	30 000	30 000
2	Количество щебня, завозимого на склад с ДСК	тонн/год	100 000	100 000	100 000	100 000	50 000
3	Количество щебня, отгружаемого на ремонт дорог в карьер	тонн/год	100 000	100 000	100 000	100 000	80 000
Привоз на склад №2 щебня, автосамосвалы (Shacman) подрядчик							
1	Наименование и количество техники работающей на ДСК	название и кол-во (штук)	0,35	0,35	0,34	0,35	0,17
2	Время работы техники на складе	час/год	2050	2050	2050	2050	1025
Отгрузка щебня со склада щебня №2 - погрузчик (Е - 3 м3), подрядчик							
1	Наименование и количество техники работающей на ДСК	название и кол-во (штук)	0,08	0,08	0,08	0,08	0,06
2	Время работы техники на складе	час/год	441	441	441	441	353
Перевозка щебня со склада щебня №2 в карьер на ремонт дорог - автосамосвалы А/С Shacman, подрядчик							
1	Наименование и количество техники работающей на ДСК	название и кол-во (штук)	0,35	0,37	0,40	0,43	0,38
2	Время работы техники на складе	час/год	2092	2218	2401	2569	2224

№ п/п	Показатели	Единица измерения	Данные по годам:				
			2026	2027	2028	2029	2030
1	2	3	4	5	6	7	8
Склад суглинка							
1	Количество суглинка на складе на начало периода	тонн/год	138 545	117 545	117 545	117 545	117 545
2	Количество суглинка, отгружаемого на ремонт дорог	тонн/год	21 000	-	-	-	-
Отгрузка со склада - погрузчик (Е - 3 м3), подрядчик							
1	Количество техники работающей на складе суглинка	название и кол-во (штук)	0,03	-	-	-	-
2	Время работы машин	час/год	157	-	-	-	-
Перевозка со склада на УРПО - автосамосвалы А/С Shacman, подрядчик							
1	Количество техники работающей на складе суглинка	название и кол-во (штук)	0,22	-	-	-	-
2	Время работы машин	час/год	1419	-	-	-	-

5.4. Промышленная безопасность.

Промышленная безопасность обеспечивает безопасность на опасных производственных объектах и определяет порядок обеспечения промышленной безопасности на опасных производственных объектах. Руководством предприятия разрабатывается и утверждается:

- положения о производственном контроле;
- технологический регламент;
- план ликвидации аварий.

Технологические процессы необходимо производить с соблюдением технологического регламента, разработанного и утвержденного руководством предприятия.

Оборудование, здания и сооружения независимо от их состояния периодически подвергаются экспертизе промышленной безопасности с оценкой их прочности, устойчивости и эксплуатационной надежности с привлечение организаций, аттестованных на право проведения работ в области промышленной безопасности и выдачей экспертного заключения.

Все эксплуатируемое оборудование, используемый инструмент и специальные приспособления необходимо содержать исправными. Работа на неисправном оборудовании, пользование неисправными инструментами и приспособлениями не допускается.

Предприятие комплектуется рабочим, инженерно-техническими работниками и сотрудниками соответствующей квалификации, не имеющими медицинские противопоказания к выполняемой работе, прошедшим подготовку или переподготовку по вопросам промышленной безопасности.

Раздел 6. ВРЕМЕННЫЙ ЛАБОРАТОРНЫЙ КОМПЛЕКС КОНТЕЙНЕРНОГО ТИПА ДЛЯ АНАЛИЗА ГОРЮЧЕ-СМАЗОЧНЫХ МАТЕРИАЛОВ (ГСМ)

6.1. Общая информация.

Временный лабораторный комплекс контейнерного типа для анализа ГСМ построен в 2025 году согласно рабочему проекту [39]: Строительство временного лабораторного комплекса контейнерного типа для анализа ГСМ, по адресу: Костанайская область, г. Житикара, Тохтаровский сельский округ, промзона ТОО "Комаровское горное предприятие" ТОО "М-Арх" от 2025 года.

В административном отношении участок установки временной лаборатории по анализу ГСМ расположен в северо-западной стороне относительно болота Шоптыколь.

В географическом отношении район изысканий расположен в пределах Тургайского прогиба на севере территории РК. Согласно физико-географическому и агроклиматическому районированию территории Казахстана участок изысканий относится к умеренно-засушливой 2 ландшафтной зоне умеренного типа.

Лаборатория устанавливается за оградой АЗС на территории промышленной зоны ТОО "Комаровское горное предприятие". Строеие выполнено в контейнере.

Электроснабжение объекта осуществляется алюминиевым бронированным кабелем, проложенным от КТП в траншее.

При разработке генплана учтены санитарные и противопожарные требования, а также требования к организации людских и транспортных потоков. Автомобильный въезд на территорию со стороны существующей автодороги. Благоустройство территории не предусматривается, территория оборудована щебеночным подъездом.

Схема с расположением временного лабораторного комплекса контейнерного типа для анализа ГСМ приведена на рисунке 6.1.

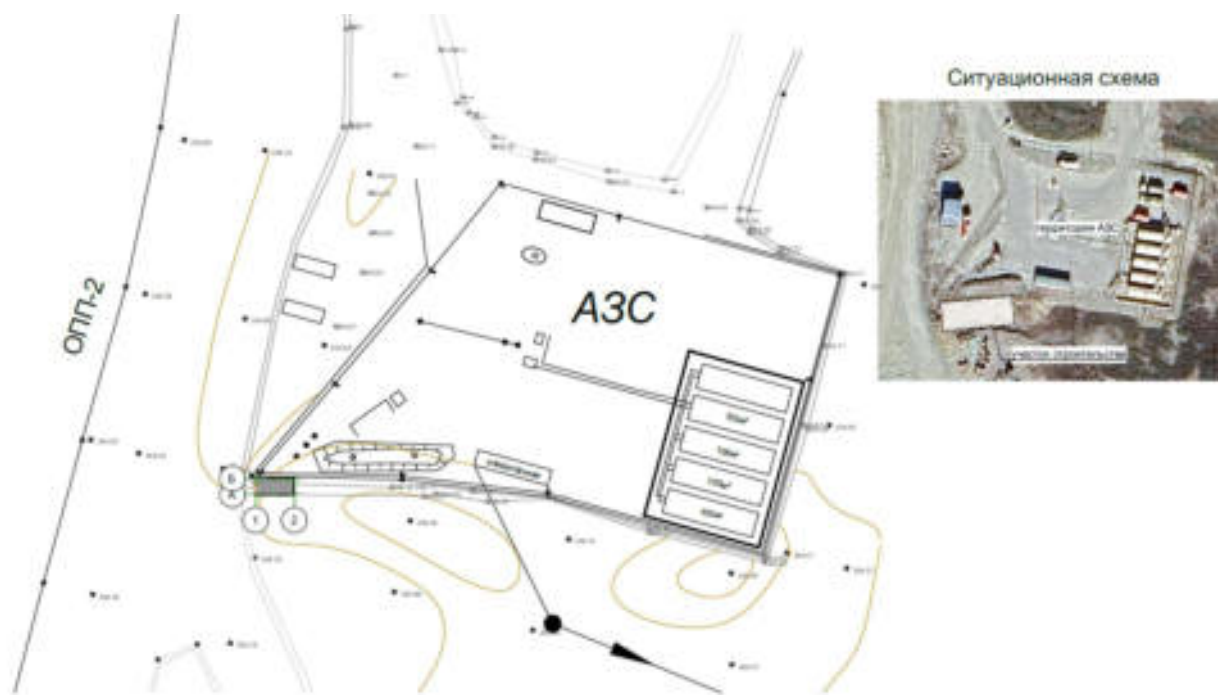


Рисунок 6.1 – Схема с расположением временного лабораторного комплекса контейнерного типа для анализа ГСМ.

6.2. Архитектурно-планировочные решения.

Временный лабораторный комплекс запроектирован прямоугольной формы в плане, с размерами в плане 6,3х2,75 м. Высота помещения 3,02 м. Здание предусмотрено из морского 20- фунтового контейнера), каркас здания металлический из профтрубы 90х90х5 мм и швеллеров П16. Жесткость конструкции обеспеченна за счет металлического каркаса контейнера, а также плоскостей стенового и кровельного ограждения из панелей типа "Сэндвич".

6.3. Технологические решения.

Размещение временной лаборатории предусматривается в 20-футовом контейнере. Лаборатория комплектуется измерительными приборами - анализаторами, измерительным и вспомогательным оборудованием.

Средства измерений, измерительное и вспомогательное оборудование позволяют измерять параметры нефтепродукта - дизельное топливо.

Количество измеряемых параметров нефтепродуктов определяется объемом проводимого анализа (приемо-сдаточный, контрольный или полный).

Все приборы относятся к группе автоматизированных анализаторов по ГОСТ 16851-71, когда отбор проб производится оператором вручную, а измерение параметров осуществляется автоматически и выдается на индикаторе прибора в цифровом виде.

В комплект передвижной лаборатории входит ноутбук для ведения базы данных результатов анализа и их вывода в виде протокола стандартной формы. Кроме того, имеется база нормативных данных параметров автомобильных бензинов и масел, что позволяет оперативно контролировать отклонение измеряемых параметров от их номинальных значений.

Для размещения приборов лаборатория снабжается необходимой мебелью, которая состоит из навесных шкафов, столешниц с напольными шкафами, вешалки для рабочей одежды и умывальника. Вдоль стен размещаются столешницы, на которых размещается ряд приборов. Пробы нефтепродуктов хранятся в навесных и встроенных под столешницей шкафах.

Умывальник наполняется приносной водой. Предусмотрен подогрев воды встроенным в бак умывальника нагревателем.

Электропитание приборов осуществляется с помощью сети напряжением 220 В. Источник питания оборудования - ближайшая опора ЛЭП. Для обеспечения безопасности обслуживающего персонала подключение приборов производится через устройство защитного отключения (УЗО).

Дополнительно по периметру контейнера выполнено защитное заземление.

6.4. Пожарная безопасность.

Для обеспечения пожарной безопасности контейнер оснащается:

- углекислотным огнетушителем ОУ-2.

Огнетушитель, отправленный с предприятия на перезарядку, заменяется соответствующим ему заряженным огнетушителем.

Контейнер входит в зону покрытия щитов с пожарным инвентарём, установленных на территории АЗС.

Телефонные номера служб спасения и инструкции по их вызову должны быть помещены на видном месте.

Раздел 7. МОЙКА КАРЬЕРНОЙ ТЕХНИКИ НА ПРОМЫШЛЕННОЙ ЗОНЕ.

7.1. Общая информация.

Мойка карьерной техники построена в 2025 году согласно рабочему проекту [40]: Мойка карьерной техники на промышленной зоне, по адресу: Костанайская область, Житикаринский район, г. Житикара, промзона ТОО "Комаровское горное предприятие", ТОО "М-Арх" от 2025 года.

Место расположения: Костанайская область, Житикаринский район, г. Житикара, промзона ТОО "Комаровское горное предприятие".

Место расположения мойки приведено на рисунке 7.1 Ситуационная схема.



Рисунок 7.1 – Ситуационная схема расположения мойки карьерной техники.

7.2. Планировочные решения.

Площадка для мойки имеет размеры в плане 18,0 х 26,5 м, площадка открытого типа, без навеса.

Площадка предназначена для предварительной мойки карьерных самосвалов. Для въезда на площадку предусмотрен пандус с уклоном 10%. Расположение оборудования на мойке приведено на рисунке 7.2. План В1

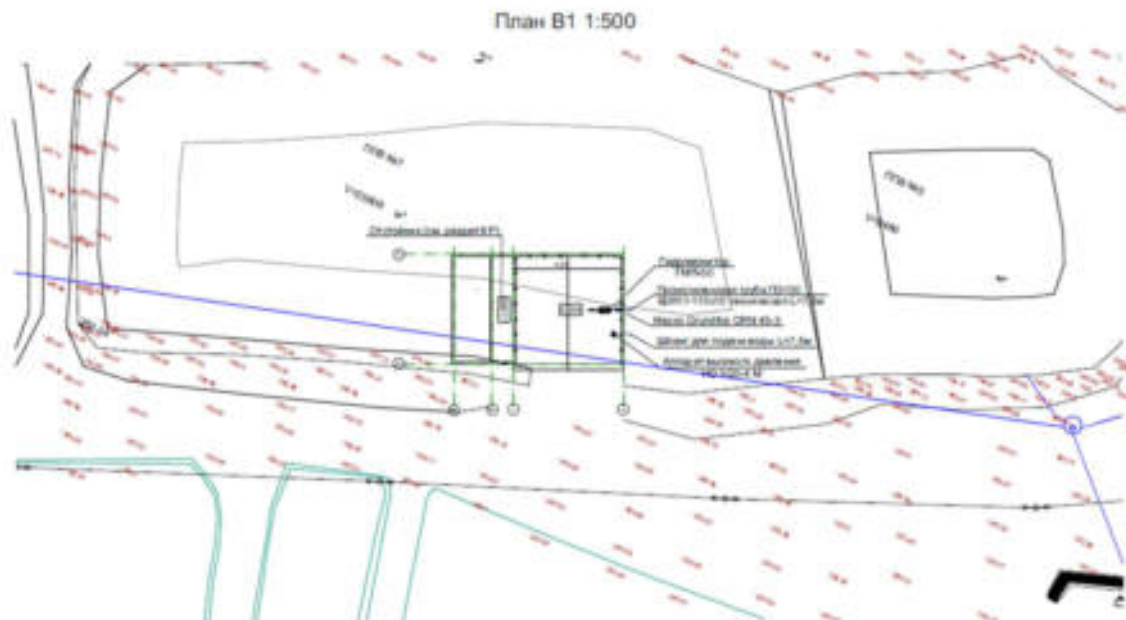


Рисунок 7.2 – План В1, Расположение оборудования на мойке.

7.3. Технологические решения.

Проектом предусматривается бетонированная площадка размером 18,0 м (длина) х 18,0 м (ширина), предназначенной для оборудования открытой мойки. Площадка спроектирована с уклоном 0,3% от центра к краю для отвода воды и шлама. На левом крае относительно плана предусматривается отстойник, выполненный из бетона. Размеры отстойника: 18,0 м (длина) х 3,5 м (ширина) х 1,0 м (глубина).

Источник водоснабжения существующий водоем.

Для выполнения мойки предусматривается гидромонитор ГМП-50, питаемый от стационарного насоса Grundfos CRN 45-3. Также предусматривается аппарат высокого давления HD 9/20-4 M для более близкой и точной мойки. Диаметр трубопровода в точке подключения к насосу - 110 мм. Перед насосом предусматривается фильтр грубой очистки для предотвращения повреждений насоса и гидромонитора.

Проектируемые сети водопровода монтируются из трубы ПЭ100 SDR11 Ø110 х 10,0 мм ГОСТ 18599-2001. Протяженность водопровода 110х10,0 мм - 10,0 м. В том числе 3,0 м на подъем.

Требуемый напор для мойки - 60,0 м. Гарантированный напор - 80,0 м.

Проектом предусмотрено отвод, используемый воды с площадки в проектируемый резервуар технической воды, через проектируемый отстойник. Посредством создания уклона 0,3% от середины площадки к ее краю. В отстойнике предусматриваются технические отверстия для слива воды. При осуществлении мойки, шлам, грязь и другие твердые частицы стекают вместе с водой в отстойник. Вывоз и чистку отстойника от шлама проводит организация, использующая мойку. Чистка осуществляется экскаватором или погрузчиком, оснащённым ковшом, опускается на дно отстойника. Ковшом выгружается на заранее подготовленную грузовую машину с открытым бортом. После вывоз, чистку и утилизацию отстойника от шлама проводит организация, использующая мойку. Загрязненная вода стекает в резервуар, предназначенный для временного хранения загрязненной воды. Технологическая схема мойки приведена на рисунке 7.3.

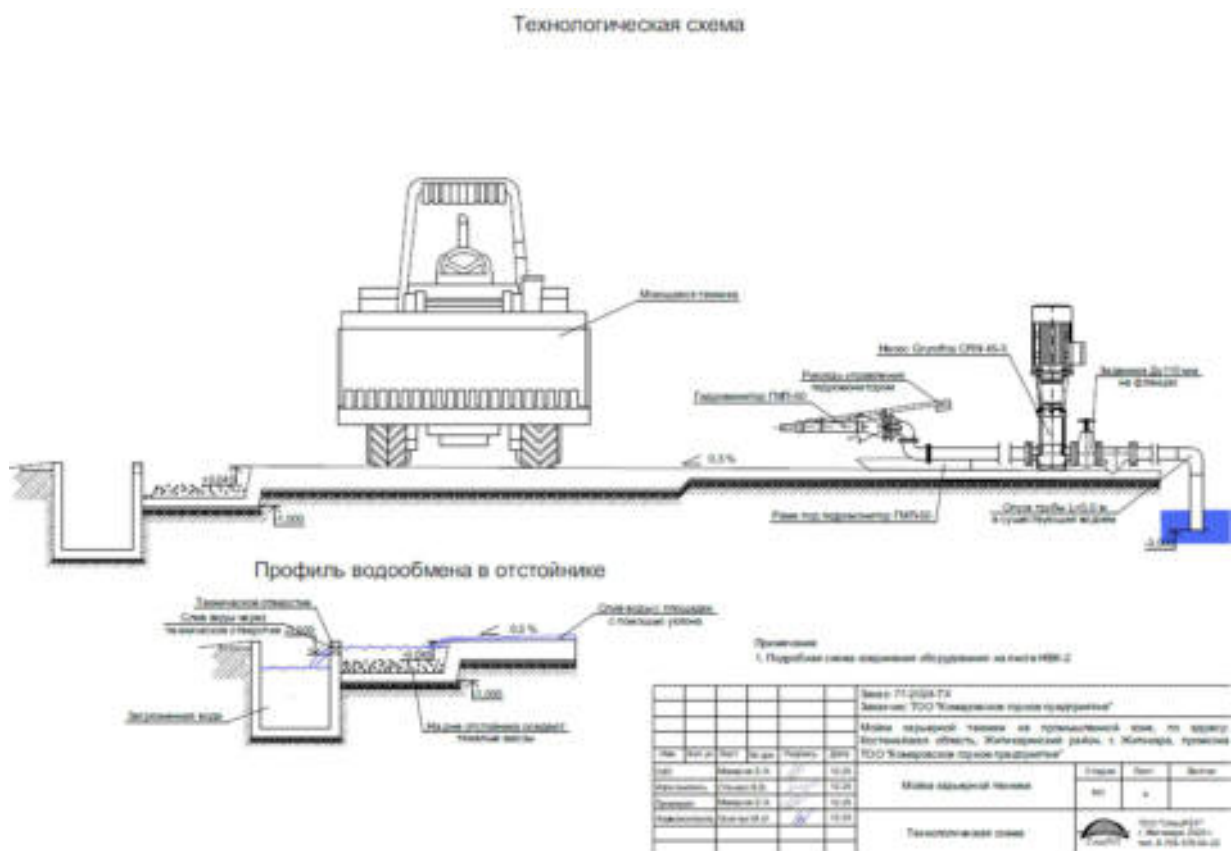


Рисунок 7.3 – Технологическая схема мойки.

7.4. Электроснабжение.

Проектом предусмотрены:

- строительство воздушной линии электропередачи с установкой анкерной, промежуточной, переходной угловой анкерной опор, а также переходной анкерной опоры;
- прокладка участка линии в кабельной траншее кабелем АВБбШв 4х25;
- установка укомплектованного счётчиком шкафа на концевую опору ВЛ.

Воздушная линия выполнена проводом изолированным, марки СИП-2 3х25+1х50.

По обеспечению надежности электроснабжения объект относится к третьей категории.

Источник электроснабжения - проектируемая КТП 10/0,4 кВ №15 мощностью 1000 кВА.

Опоры ВЛ приняты по типовому проекту НТЦ-35.0016 "Одноцепные, двухцепные и переходные железобетонные опоры ВЛИ 0,4 кВ с СИП-2 с линейной арматурой компании ИЕК®".

На крайних опорах устанавливаются зажимы ЗОИ и адаптеры А33-25 - для подключения переносного заземления.

Заземление и зануление.

В соответствии с требованиями ПУЭ РК, проектом предусматривается устройство заземляющих контуров для строящихся опор ВЛ, КТП и дизель-генератора.

Система заземления КТП - TN-C-S.

Нормируемые сопротивления заземляющих устройств опор ВЛ - 30 Ом;

Материал вертикальных заземлителей контуров - стальной уголок 50х50х5 мм. Однолинейная схема электроснабжения мойки приведена на рисунке 7.4.

Однолинейная схема электроснабжения

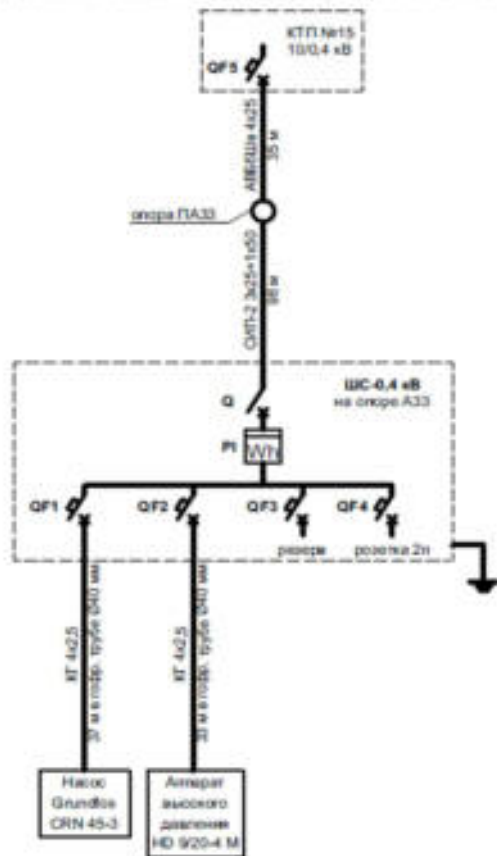


Рисунок 7.4 – Однолинейная схема электроснабжения мойки.

7.5. Промышленная безопасность.

Руководством предприятия разрабатывается и утверждается:

- положение о производственном контроле;
- технологический регламент;

Технологические процессы необходимо производить с соблюдением технологического регламента, разработанного и утвержденного руководством предприятия, а также с соблюдением Правил обеспечения промышленной безопасности.

Технологии, применяемые на опасных производственных объектах, а также опасные технические устройства должны иметь разрешения на применение в Республике Казахстан, выданные уполномоченным органом в области промышленной безопасности, за исключением технических устройств, прошедших процедуру подтверждения соответствия (сертификацию).

Все эксплуатируемое оборудование, используемый инструмент и специальные приспособления необходимо содержать исправными. Работа на неисправном оборудовании, пользование неисправными инструментами и приспособлениями не допускается.

Раздел 8. ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ

К этим работам относятся:

- зачистка площадок для буровых станков и экскаваторов;
- устройство и ремонт карьерных дорог и проездов;
- борьба с пылью;
- приведение бортов карьера в безопасное состояние, ремонт и перенос лестниц для передвижения людей с одного уступа на другой;
- обслуживание, профилактический осмотр и ремонт горного оборудования.

Выполнение вспомогательных работ в карьере и на отвалах предусматривается с помощью современного серийно выпускаемого промышленностью горнотранспортного оборудования; работы по очистке подошвы уступов, очистки предохранительных берм от просыпей, выравнивании площадок для буровых станков и экскаваторов, устройстве карьерных дорог, проездов и поддержания их предусмотрено выполнять бульдозером KOMATSU D275A, KOMATSU D375, колёсным бульдозером KOMATSU WD-600 и грейдером CAT-16 M3 (или аналогичные по техническим характеристикам, допущенные к эксплуатации на территории РК, в т.ч. ДЗ-98) .

Основными объектами пылеобразования в карьере являются автомобильные дороги, места погрузки горной массы, отвалы. Пылеподавление осуществляется специализированным поливочным автотранспортом.

Потребность карьера в технической воде на полив автодорог и отвалов принята согласно «Норм технологического проектирования горнорудных предприятий цветной металлургии с открытым способом разработки» и составляет 1,5 л на 1 м² орошаемой площади. Перечень вспомогательного оборудования приведен в таблице 8.1.

Таблица 8.1 – Перечень вспомогательного оборудования

№ п/п	Наименование техники	Ед.	Год				
		изм.	2026	2027	2028	2029	2030
1	2	3	4	5	6	7	8
1	Бульдозер						
	KOMATSU D275A	шт.	4	4	3	8	3
	KOMATSU D375	шт.	4	4	4	9	3
	KOMATSU WD-600	шт.	1	1	1	1	0
	CAT 834K	шт.	1	1	1	1	0
2	Автогрейдер						
	CAT 16M	шт.	1	1	1	1	1
	ДЗ-98	шт.	1	1	1	1	1
3	Специальные машины						
	Автоцистерна ЗИЛ (стоки)	шт.	1	1	1	1	1

	Автоцистерна УРАЛ (вода)	шт.	1	1	1	1	1
	Автоцистерна Shacman (поливомоечный)	шт.	4	4	4	9	3
	Погрузчик ZL-50	шт.	4	4	4	6	3
4	Краны и подъемные механизмы						
	Автокран КамАЗ		2	2	2	4	2
	АГП ГАЗ 53		1	1	1	1	1
5	Вспомогательное оборудование						
	КамАЗ 54115-010-13 (длинномер)	шт.	1	1	1	1	1
	КамАЗ 43118	шт.	2	2	2	3	2
	КамАЗ 65225-53 (седельный тягач)	шт.	1	1	1	1	1
	Высоковольтная автоматизированная перегонная станция 6кВ 1000кВт (на базе КамаАЗ)	шт.	1	1	1	1	1
	Мастерская ПАРМ	шт.	1	1	1	1	1
	Вилочный погрузчик HELI CPCD30	шт.	1	1	1	1	1
	Автобус ПАЗ	шт.	4	4	4	6	4
	КамАЗ 43118-3027-50, вахтовка	шт.	2	2	2	4	2
	КамАЗ (ВВ)	шт.	1	1	1	1	1
	КамАЗ (топливозаправщик)	шт.	3	3	3	6	3
	Трактор колесный К - 703 МА-12-ОП	шт.	1	1	1	1	1
	МКСМ-1000Н-03В	шт.	1	1	1	1	1
6	Легковой автотранспорт						
	Автомобиль Toyota Land Cruiser 300	шт.	1	1	1	1	1
	Автомобиль Toyota Land Cruiser Prado 200	шт.	1	1	1	1	1
	Автомобиль Toyota Land Cruiser Prado 150	шт.	2	2	2	2	2
	Автомобиль Toyota HILUX	шт.	6	6	6	6	6
	Автомобиль Toyota Rav4	шт.	2	2	2	2	2
	Автомобиль Mitsubishi L200 V 2.4	шт.	1	1	1	1	1
	Автомобиль JAC T6 Comfort 2.0 Ti 4x4	шт.	4	4	4	4	4
	Автомобиль JAC S3	шт.	2	2	2	2	2
	Автомобиль JAC Sunray	шт.	1	1	1	1	1
	Автомобиль Chevrolet Tracker	шт.	1	1	1	1	1
	Автомобиль ГАЗ 27527	шт.	2	2	2	2	2
	Автомобиль ГАЗ 231073	шт.	2	2	2	2	2
	Автомобиль УАЗ 396295	шт.	2	2	2	2	2
	Автомобиль УАЗ 2206	шт.	1	1	1	1	1
	Автомобиль Шевроле Нива ВАЗ-2123	шт.	1	1	1	1	1
	Автомобиль Lada 21214	шт.	2	2	2	2	2

Приведение бортов в безопасное состояние, а также ремонт и содержание лестниц для передвижения людей с уступа на уступ, производится рабочими (горнорабочие), задействованными на вспомогательных работах.

Удовлетворительное состояние технического парка поддерживается планово-предупредительными ремонтами, выполняемыми ремонтно-механическим участком рудника.

8.1. Внутрикарьерные дороги

Дороги внутри карьера имеют двухполосное движение, принятые параметры элементов дорог при двухполосном движении 24 м.

На зауженных участках предусмотрена однополосная автодорога с двухсторонним движением (шириной транспортных берм не менее 16 м). С выполнением мероприятий обеспечивающих безопасность движения автотранспорта по данному участку. Регулировка движения автотранспорта осуществляется дорожными знаками «Сужение дороги», «Преимущество движения», и системой радиосвязи.

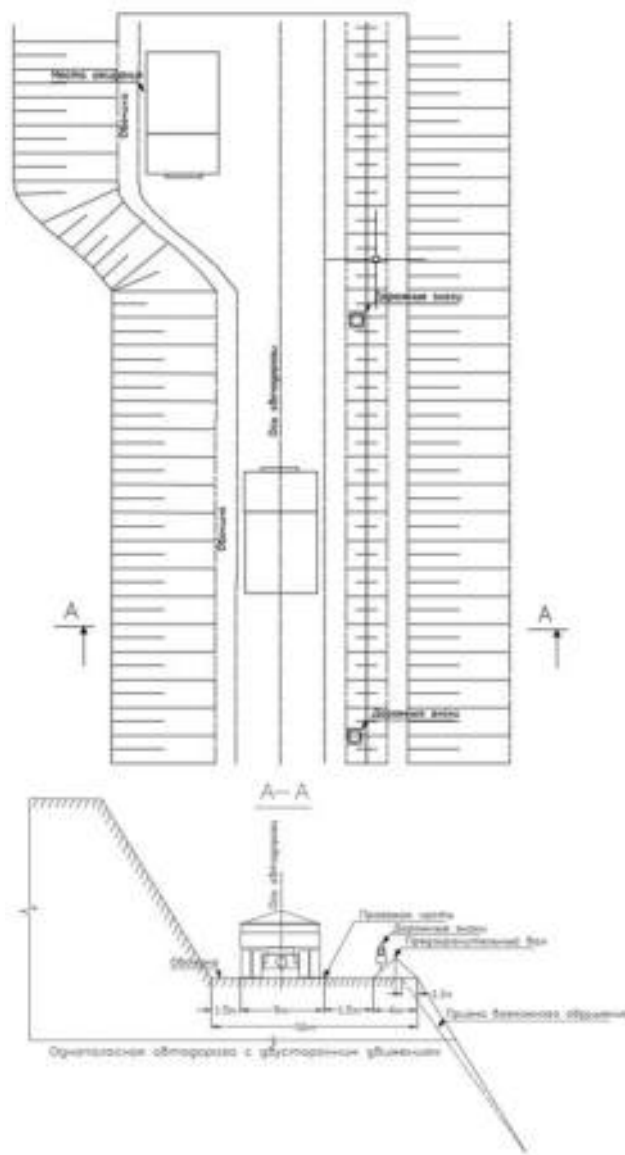
Дополнительно, на участках с однополосной автодорогой, горным мастером осуществляется контроль за организацией безопасного движения автотранспорта.

При разъезде двух автосамосвалов организуются места ожидания (карманы).

При выдаче наряд-задания водителю автосамосвала проводится инструктаж о дополнительных мерах безопасности при работе на локальном участке с однополосной автодорогой.

При подъезде к месту ожидания (карман), водитель автосамосвала производит полную остановку движения автосамосвала и посредством радиосвязи делает запрос другим водителям автосамосвалов, работающим на данном участке, об их местоположении.

В случае подтверждения нахождения (обратная связь) других автосамосвалов в зоне локального участка, порожний автосамосвал остается на месте ожидания, до проезда грузенного автосамосвала, и только после этого, убедившись в безопасности движения, начинает движение с места ожидания. В случае подтверждения (обратная связь) отсутствия других



автосамосвалов на участке однополосного движения, убедившись в безопасности движения, начинает движение с места ожидания.

Горный мастер должен быть оснащен переносной радиосвязью, для взаимодействия с водителями автосамосвалов.

Предусмотренные проектом автомобильные съезды преимущественно имеют продольный уклон 80‰, но при отсутствии технологической возможности обеспечить полноту выемки балансовых запасов п. и. с применением продольных уклонов автодорог 80‰, на отдельных участках проектом предусматриваются 100‰ продольный уклон автодорог.

Значения наибольшего продольного уклона автодорог в зависимости от колёсной формулы автомобиля принимается по таблице 26 (СП РК 3.03.-122-2013) [35]. Колёсная формула автосамосвалов, принятых в ПГР (KOMATSU HD 785-5, KOMATSU HD 785-7 (либо аналогичные по техническим характеристикам автосамосвалы) – 4×2, что соответствует 80‰ уклона для автодорог с покрытием.

Проектом принят нежесткий тип покрытия дорожной одежды, согласно Таблицы №25 [1] для дорог с уклоном 80‰.

Характеристика покрытия:

- нижний выравнивающий слой мощностью 250 мм, состоит из щебня фракций 70-120 мм;

- основание – мощностью 300 мм, состоит из щебня фракций 40-70 мм, 10-20 мм;

- покрытие – мощностью 100 мм, состоит из щебня фракций 10-20 мм;

Для устройства и ремонта дорог применять вскрышные и вмещающие породы.

Устройство и зачистку внутрикарьерных дорог производить бульдозером. Зачистку дорог от просыпей осуществлять по мере необходимости.

Согласно Примечания 1 к таблице 26 [35] на отдельных участках маршрута движения допускается увеличение продольного уклона в соответствии с рекомендациями завода-изготовителя, изложенными в руководстве по эксплуатации используемых автотранспортных средств при условии обеспечения требуемой прочности дорожной одежды, определяемой расчётом в каждом конкретном случае и техническим состоянием автомобиля.

Согласно рекомендаций заводов изготовителей оборудования (Приложения № 9 к ПГР) и инструкции по эксплуатации приложение № 10 к ПГР допустимый продольный уклон карьерных автодорог находится в пределах – 100‰, при условии обеспечения требуемой прочности дорожной одежды.

Для автодорог с уклоном – 100‰ характеристика покрытия:

- нижний подстилающий слой состоит из суглинков мощностью 440 мм;

- нижний выравнивающий слой мощностью 250 мм, состоит из щебня фракций 70-120 мм;

- основание – мощностью 300 мм, состоит из щебня фракций 40-70 мм, 10-20 мм;

- покрытие – мощностью 100 мм, состоит из щебня фракций 10-20 мм;

Параметры элементов автодорог представлены в графическом Приложении № 11 к ПГР.

8.2. Рекультивация нарушенных горными работами земель

К объектам рекультивации относятся площади, нарушенные деятельностью человека, то есть карьер, промышленная площадка, автодороги, породные отвалы и другие земли с нарушенным почвенным покровом.

Территория Комаровского месторождения золота в административном отношении расположена в Житикаринском районе Костанайской области. В данном проекте рассматривается рекультивация территории, нарушенной при производстве горных работ на Комаровском месторождении (карьер, отвалы вскрышных пород).

Общая площадь, подлежащая рекультивации по этому проекту, составляет 1 130,3 Га, в т.ч.:

379,8 Га – карьер на конец отработки (в контурах карьера внутренний ОПП составит 65,9 Га);

750,5 Га – отвалы (ОПП № 1, ОПП № 2, ОПП № 3, ОПП № 4).

Рекультивация проводится по периметру карьера, на откосах отвалов горных пород и на площади по всему периметру отвалов, где земли нарушены в результате складирования горной массы вскрышных пород и механического воздействия тяжелой техники.

По природным и физико-географическим условиям район расположен в засушливой лесостепной ландшафтной зоне на темно-каштановых карбонатных почвах, характеризующейся континентальным климатом и сильными преимущественно юго-западными ветрами. Поверхность представлена денудационной равниной со среднемошным почвенно-растительным покровом и маломощным слоем подстилающих потенциально плодородных пород. Потенциально плодородными породами в районе являются суглинки и супеси. Эти породы залегают на глинистых корях выветривания, малопригодных для биологической рекультивации и перекрываются почвами. После рекультивации площадь должна органически вписываться в засушливый лесостепной ландшафт.

В социально-экономическом отношении район расположен в зоне интенсивного сельского хозяйства. В перспективе, район будет развиваться в этом направлении. Основным требованием охраны окружающей среды в зонах интенсивного земледелия является сохранность и улучшение плодородия почвенного покрова. Рекультивация поверхности отвала должна полностью подавлять выбросы пыли в атмосферный воздух.

8.3. Технический этап рекультивации.

При выборе направления рекультивации нарушенных земель, в соответствии с Экологическим кодексом Республики Казахстан, ст.217, учтены:

- характер нарушения поверхности земельного участка;
- природные и физико-географические условия района расположения объекта;
- социально-экономические особенности расположения объекта с учетом перспектив развития района и требований охраны окружающей среды;
- выполнение на территории промышленного объекта планировочных работ, ликвидации ненужных выемок и насыпи, уборка строительного мусора и благоустройство земельного участка;
- овраги и промоины на используемом земельном участке, которые должны быть засыпаны или выположены.

Работы по технической рекультивации выполняются хозяйственным способом с применением действующего горно-транспортного оборудования.

Периметр карьера составляет 12200 метров. Верхний уступ борта карьера, высотой 10-15 метров (в зависимости от топоповерхности), после заткоски, для постановки в предельное положение, имеет угол наклона 30°.

Рекультивация карьера заключается в выполаживании верхнего уступа бортов карьера под углом 20° для образования пологого берегового спуска. Воздействие горными работами на месторождение подземных вод начнет уменьшаться после прекращения откачивания воды из карьера. Депрессионная воронка будет сокращаться по мере повышения уровня воды в карьере. После затопления карьера подземными и поверхностными водами он станет водоемом, пригодным для использования в хозяйственных целях. Руды и породы относятся к категории нерадиоактивных, поэтому никаких специальных мероприятий при рекультивации не требуется. Выположенные откосы покрываются плодородным слоем почвы толщиной 0,3 м и засеваются многолетними травами.

Отвалы вскрышных горных пород имеют следующие параметры:

- высота уступа 15-20 метров (в зависимости от топоповерхности);
- проектная высота отвалов горных пород, 60,0-80,0 м;
- углы откоса уступов отвалов – не более 35°;
- угол наклона террас и плато менее 3 градусов;
- ширина предохранительных берм – не менее 20,0 м.

Отвалы пустых пород сложены не токсичными породами, нижний ярус в основном состоит из песчано-глинистых отложений, которые относятся к потенциально плодородным породам. Глины относятся к малоприспособным для биологической рекультивации рыхлым не токсичным породам. Верхний ярус представлен щебеночно-каменистым материалом.

В этом случае для рекультивации отвалов достаточно наложение на спланированную поверхность верхнего яруса плодородного или потенциально-плодородного слоя почвы мощностью 0,3 м и покрытия верхнего откоса отвала плодородным слоем, путем скатывания при разгрузке самосвалом под откос. Наличие такого материала покрытия будет способствовать восстановлению травянистого покрова путем самозарастания.

До строительства отвалов, занимаемые земли не являлись пахотными угодьями, поэтому восстановление площади нарушенных земель под

пахотные угодья нормативными документами не требуется. Отвалы располагаются на значительном расстоянии от крупных населенных пунктов, поэтому восстановление нарушенных земель под сады, подсобные хозяйства и зоны отдыха не планируется.

Объемы работ по производству технического и биологического этапов рекультивации приводятся в проекте на рекультивацию земель, который выполняется специализированной организацией в период завершения работ на месторождении.

8.4. Водоснабжение, канализация

Питьевая вода на предприятие, включая промышленную площадку, поставляется в бутилированном виде, в количествах, согласно установленным санитарным нормам. Вода для бытовых нужд предприятия централизованная, от городских сетей ГКП «Житикаракоммунэнерго». Для технологических нужд используется карьерный водоотлив. Канализация местная.

Раздел 9. ГЕНЕРАЛЬНЫЙ ПЛАН

В состав существующего Комаровского рудника входят:

- карьер, разработанный до горизонта +100 м;
- породные отвалы № 1, № 2, № 3, № 4, отвалы ПРС № 1, № 2, № 3, № 4, № 5, № 6, № 7, № 8, № 9;
- промплощадка карьера;
- АРМ;
- железнодорожный тупик с прирельсовым рудным складом, операторской, весовой и погрузочной площадками;
- рудный склад № 1, расположенный восточнее отвала пустых пород № 2;
- отработанные штабеля КВ и бывший ГМЦ.
- рудный склада № 2 на западе карьера на площади отвала пустых пород № 4.
- для обеспечения предприятия дробленной скальной вскрышей (щебня) введен в эксплуатацию дробильно-сортировочный комплекс ДСК
- для очистки откачиваемых карьерных вод, в эксплуатацию введены очистные сооружения, построенные согласно Рабочему проекту «Строительство очистных сооружений на сбросе карьерных сточных вод в б.Шоптыколь»

Предусматривается расширение карьера, расширение действующих и строительство новых отвалов вскрышных пород и ПСП, построено новое здание АБК, АРМ. Проектируемые площадки и объекты инфраструктуры размещены на генплане с учетом действующих норм и правил, технологии производства, санитарных и противопожарных норм, рельефа местности, прокладки транспортных и инженерных коммуникаций.

Раздел 10. ПРОМЫШЛЕННАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ, ОХРАНА ТРУДА И ПРОМЫШЛЕННАЯ САНИТАРИЯ

Разработка месторождения осуществляется в соответствии с нормативными документами:

- Закон РК «О гражданской защите» от 11 апреля 2014 года № 188 V ЗРК;
- Трудовой Кодекс Республики Казахстан от 23 ноября 2015 года № 414 V;
- Закон РК «О недрах и недропользовании» от 27 декабря 2017 года № 125 VI ЗРК;
- Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы от 30 декабря 2014 года № 352;
- Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих взрывные работы и работы со взрывчатыми материалами промышленного назначения» от 30 декабря 2014 года № 343;
- а также иных нормативных правовых и нормативно-технических документов Республики Казахстан в области охраны труда и промышленной безопасности.

Требования к безопасности при вскрытии месторождений полезных ископаемых

1. Работы по вскрытию месторождения полезных ископаемых ведутся в соответствии с рабочей проектной документацией.
2. Проектная документация на разработку месторождений полезных ископаемых должна предусматривать применение технологических процессов, оборудования, установок, обеспечивающих промышленную безопасность, содержать оценку воздействия на окружающую среду планируемой деятельности.
3. Методы вскрытия месторождений полезных ископаемых обеспечивают устойчивость бортов, уступов и берм в местах работы или перемещения людей и оборудования.
4. При погашении уступов, постановке их в предельное положение соблюдается общий угол откоса бортов, установленный проектной документацией на разработку месторождения полезных ископаемых.
5. При ведении горных работ осуществляется систематический контроль, маркшейдерские и геофизические наблюдения за состоянием бортов, траншей, уступов, откосов и отвалов. В случае обнаружения признаков сдвижения горных пород, работы в месте, где обнаружены признаки сдвижения пород, прекращаются и принимаются меры по обеспечению их устойчивости.
7. Для обеспечения безопасности в зоне ведения горных работ производится оборка уступов от нависей и козырьков.

Буровые работы

Буровой станок должен быть установлен на спланированной площадке уступа вне призмы обрушения и при бурении первого ряда скважин расположен так, чтобы гусеницы станка находились от бровки уступа на расстоянии не менее 2 м, а его продольная ось была перпендикулярна бровке уступа.

Запрещается подкладывать под домкраты станков куски породы.

Перемещение бурового станка с поднятой мачтой по уступу допускается только по спланированной горизонтальной площадке. При передвижении станка под линиями электропередачи мачта должна быть опущена. При перегоне мачта должна быть опущена, буровой инструмент снят или надежно закреплен.

Запрещается работа на станках с неисправными ограничителями переподъема бурового снаряда, при неисправном тормозе лебедки и системе пылеподавления.

Взрывные работы

При проведении взрывных работ на карьерах необходимо руководствоваться «Правилами обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих взрывные работы и работы со взрывчатыми материалами промышленного назначения» от 30 декабря 2014 года № 343» [6].

При проектировании массового взрыва в карьере (разрезе) в проект на взрыв должен вводиться раздел, определяющий порядок допуска людей в район взрыва и иные выработки, пребывание в которых может представлять опасность.

Меры безопасности в отношении ядовитых газов, образующихся при массовых взрывах

1. После массового взрыва, посты АСС должны осуществлять контроль над содержанием ядовитых продуктов взрыва в карьере. Количество постов определяется в каждом конкретном случае командиром АСС и ответственным за организацию производства взрывных работ.

2. Время проветривания карьера устанавливается в каждом случае ответственным за организацию производства взрывных работ, совместно с командиром подразделения АСС.

3. Допуск бойцов АСС и лиц, ответственных за проверку блоков на полноту взрывания внутрь зоны оцепления, производится по команде ответственного руководителя взрывных работ после рассеивания пылегазового облака и восстановления видимости в карьере, но не ранее чем через 15 минут после производства взрыва.

4. Осмотр взорванных блоков взрывперсоналом осуществляется визуально с наветренной стороны, после получения информации от бойцов

АСС об отсутствии загазованности атмосферы. При этом лица взрывперсонала, ответственные за проверку блоков, допускаются по команде руководителя взрывных работ в проветренные от ядовитых продуктов взрыва места. Хождение по взорванной горной массе категорически запрещается.

5. Допуск трудящихся в карьер разрешается ответственным за организацию производства взрывных работ. После получения от постов АСС сообщений о результатах анализа воздуха, подтверждающих отсутствие опасных концентраций продуктов взрыва, а также после полного осмотра взрывных блоков взрывперсоналом и докладе об отсутствии отказов, но не ранее чем через 30 минут после производства взрыва, рассеивании пылевого облака и полного восстановления видимости карьера.

Экскаваторные работы

При движении экскаватора по горизонтальному пути или на подъем ведущая его ось должна находиться сзади, а при спусках с уклона – впереди. Ковш должен быть опорожнен и находиться не выше 1 м от почвы, а стрела должна находиться по ходу экскаватора.

При движении экскаватора на подъем или при спусках должны предусматриваться меры, исключающие самопроизвольное скольжение.

Экскаватор должен располагаться на уступе карьера на твердом выровненном основании с уклоном, не превышающим допустимого техническим паспортом экскаватора.

Во всех случаях расстояние между бортом уступа, отвала или транспортными средствами должно быть не менее 1 м.

При работе экскаватора с ковшом вместимостью менее 5 кубических метров его кабина должна находиться в стороне, противоположной откосу уступа.

При погрузке в автосамосвалы машинистом экскаватора должен подаваться сигнал начала и окончания погрузки.

Не допустима работа экскаватора под «козырьками» и навесами уступов.

Высота уступа не должна превышать максимальной высоты черпания экскаватора.

В случае угрозы обрушения или сползания уступа во время работы экскаватора его работа должна быть прекращена, и экскаватор отведен в безопасное место.

При работе экскаватора на грунтах, не выдерживающих давления гусениц, осуществляются меры, отражаемые в паспорте забоя, обеспечивающие его устойчивое положение.

Бульдозерные работы

Запрещается работа на бульдозере поперек крутых склонов.

В случае аварийной остановки бульдозера на наклонной плоскости должны быть приняты меры, исключающие его движение под уклон.

Расстояние от края гусеницы бульдозера до бровки откоса определяется с учетом горно-геологических условий и должно быть не менее ширины призмы возможного обрушения.

Максимальные углы откоса забоя при работе бульдозера не должны превышать на подъем 25° и под уклон (спуск с грузом) 30° .

Площадки бульдозерных отвалов и перегрузочных пунктов должны иметь по всему фронту разгрузки поперечный уклон не менее 3 градусов, направленный от бровки откоса в глубину отвала на длину базы работающих автосамосвалов, и фронт для маневровых операций автомобилей, автопоездов, бульдозеров и транспортных средств.

Зона разгрузки ограничивается с обеих сторон знаками. Для ограничения движения машин задним ходом разгрузочные площадки должны иметь предохранительную стенку (вал) высотой не менее 0,7 метров для автомобилей грузоподъемностью до 10 тонн и не менее 1 метра для автомобилей грузоподъемностью свыше 10 тонн. При отсутствии предохранительной стенки не допускается подъезжать к бровке разгрузочной площадки ближе чем на 3 метра машинам грузоподъемностью до 10 тонн и ближе чем 5 метров грузоподъемностью свыше 10 тонн. Предохранительный вал служит ориентиром для водителя.

Наезд на предохранительный вал при разгрузке не допускается. Все работающие на отвале и перегрузочном пункте ознакамливаются с паспортом под роспись.

Автотранспортные работы

Автомобиль должен быть технически исправным, иметь зеркало заднего вида, действующую световую и звуковую сигнализацию и освещение.

На карьерных автомобильных дорогах движение автомашин должно производиться без обгона. При погрузке автомобилей экскаватором должны выполняться следующие условия:

- ожидающий погрузки автомобиль должен находиться за пределами радиуса действия экскаваторного ковша и становиться под погрузку только после разрешающего сигнала машиниста экскаватора;
- нагруженный автомобиль должен следовать к пункту разгрузки только после разрешающего сигнала машиниста экскаватора;
- находящийся под погрузкой автомобиль должен быть в пределах видимости машиниста экскаватора.

Кабина карьерного автосамосвала должна быть перекрыта специальным защитным козырьком, обеспечивающим безопасность водителя при погрузке. При отсутствии защитного козырька водитель автомобиля обязан выйти при погрузке из кабины и находиться за пределами радиуса действия ковша экскаватора.

Отвальные работы

Проезжие дороги должны располагаться за пределами границ скатывания кусков породы с отвалов. На отвалах должны вывешиваться надписи об опасности нахождения людей на откосах отвалов и в местах разгрузки автомобилей.

Автомобили и другие транспортные средства следует разгружать на отвале в местах, предусмотренных паспортом, за призмой обрушения (сползания) породы. Размеры призмы обрушения устанавливаются маркшейдерской службой и доводятся до сведения работающих на отвале.

Площадки бульдозерных отвалов должны иметь по всему фронту разгрузки поперечный уклон не менее 3° , направленный от бровки откоса в глубину отвала на длину базы работающих автосамосвалов, и фронт для маневровых операций.

Для ограничения движения машин задним ходом разгрузочные площадки должны иметь надежную предохранительную стенку (вал) высотой не менее 1 м.

При планировке отвала бульдозером подъезд к бровке откоса разрешается только ножом вперед. Допускается работа бульдозера вне призмы обрушения с передвижением его вдоль предохранительного вала.

На предприятии геолого-маркшейдерской службой должен быть организован систематический контроль за устойчивостью пород в отвале.

Электрические работы

При эксплуатации и ремонте электрооборудования карьеров должны соблюдаться требования действующих ПЭУ, ПТЭ электроустановок потребителей, Правила техники безопасности (ПТБ) при эксплуатации электроустановок потребителей, Правила пользования и испытания защитных средств, применяемых в электроустановках. Электротехнический персонал, обслуживающий электроустановки, должен пройти обучение безопасным методам работы на рабочем месте и проверку знаний в квалифицированной комиссии с присвоением соответствующей группы.

Пожарная безопасность

Доставка ГСМ в карьер должна осуществляться специальной заправочной машиной. На карьерном оборудовании необходимо иметь углекислотные и пенные огнетушители, ящик с песком, простейший противопожарный инвентарь.

Смазочные и обтирочные материалы должны храниться в закрытых металлических ящиках.

Пылеподавление

Для снижения пылеобразования при экскавации горной массы, при погрузочно-разгрузочных и бульдозерных работах на отвалах и складах руды,

на автомобильных дорогах при положительной температуре воздуха в проекте предусматриваются следующие мероприятия:

Для снижения пылеобразования на технологических автодорогах должен производиться их полив водой.

Пылеподавление на рабочих площадках отвалов и рудного склада в местах работы горного транспорта производится орошением аналогично орошению автодорог.

Охрана труда

Согласно п.2 ст.182 Трудового Кодекса РК от 23 ноября 2015 года № 414 V все работники, поступающие на работу, подлежат обязательному и периодическому (в течение трудовой деятельности) медицинскому осмотру, страхованию от несчастных случаев при исполнении ими трудовых (служебных) обязанностей, а также обучению, инструктированию, проверки знаний работников по вопросам безопасности и охраны труда, промышленной и пожарной безопасности, а также обеспечиваются документами по безопасному ведению производственного процесса.

Передвижение людей в карьере с уступа на уступ предусматривается в отведенных для этих целей местах, оборудованных лестницами. Количество лестниц принимается по 1 шт. на каждый уступ.

Руководством предприятия ежегодно должны составляться планы проводимых мероприятий по технике безопасности и охране труда.

Промышленная санитария

Во всех карьерах, имеющих источники выделения ядовитых газов (от работы автомобилей, из пожарных участков, из дренируемых в карьер вод, от взрывных работ и др.), должен проводиться на рабочих местах отбор проб для анализа воздуха на содержание вредных газов не реже одного раза в квартал и после каждого изменения технологии работ.

Допуск рабочих и технического персонала в карьер после производства массовых взрывов разрешается только после проверки и снижения содержания ядовитых газов в атмосфере до санитарных норм.

При каждом карьере или для нескольких карьеров должны быть оборудованы административно-бытовые помещения. Бытовые помещения должны иметь отделения для мужчин и женщин и рассчитываться на число рабочих, проектируемое ко времени полного освоения карьера.

Раздел 11. ОХРАНА И РАЦИОНАЛЬНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ НЕДР

Горные работы производятся в соответствии с Кодексом РК «О недрах и недропользовании» от 29 июня 2018 г.

Основными требованиями в области охраны недр являются: максимальное извлечение и рациональное использование запасов полезного ископаемого, снижение до минимума потерь сырья.

Нормативы потерь и разубоживания рассчитывались согласно «Отраслевой инструкции по определению, нормированию и учету потерь и разубоживания руды и песков на рудниках и приисках Министерства цветной металлургии СССР» 1979 г. и в целом по предприятию составляют:

- потери – 3,02%;
- разубоживание – 14,11%.

В целях полноты выемки запасов, рационального и комплексного использования недр, необходимо обеспечить геологическое и маркшейдерское обслуживание горных работ существующей геолого-маркшейдерской службой, в комплекс основных задач которой входят:

- контроль за правильностью и полнотой отработки месторождения;
- учет количества, добываемого полезного ископаемого и разрабатываемых вскрышных пород, потерь и разубоживания;
- развитие опорной сети и создание рабочего обоснования на карьере;
- съемка и документация горных выработок, буровзрывных скважин, дренажных выработок, отвальных и путевых работ;
- составление и пополнение геологических и маркшейдерских планов и профилей, отражающих состояние горных работ на определенный момент времени;
- составление геолого-структурных и качественных планов по месторождению;
- планирование геологоразведочных и горных работ;
- контроль за своевременной подготовкой запасов к добыче и учет движения запасов в период эксплуатации месторождения;
- контроль за правильным и безопасным ведением горных работ;
- изучение процессов сдвижения горных пород и разработка мероприятий по охране сооружений и бортов карьера от вредного влияния горных выработок;
- решение специальных инженерных задач, включая обслуживание отвального, дренажного, транспортного и буровзрывного хозяйства карьера.

В плане горных работ предусмотрены следующие мероприятия, обеспечивающие полноту использования недр:

- раздельное взрывание руды и породы;
- направление углубки карьера по падению рудных тел;
- недопущение перегрузки автосамосвалов.

Плодородный слой почвы (ПСП) снимается до начала горных работ и вывозится в отдельный временный отвал, для дальнейшего его использования при рекультивации нарушенных земель.

Карьерные воды используются для технических целей, в частности, для пылеподавления в карьере и на промышленной площадке.

Карьерные воды используются для технических целей, в частности, для пылеподавления в карьере и на промышленной площадке.

Раздел 12. ЭКОЛОГИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ ПЛАНА ГОРНЫХ РАБОТ

В соответствии с Экологическим кодексом Республики Казахстан (далее ЭК РК) от 2 января 2021 года № 400-VI ЗРК, статья 65:

Обязательность проведения оценки воздействия на окружающую среду:

1. Оценка воздействия на окружающую среду является обязательной:

1) для видов деятельности и объектов, перечисленных в разделе 1 приложения 1 к настоящему Кодексу с учетом указанных в нем количественных пороговых значений (при их наличии).

В разделе 1, приложения 1 «Перечень видов намечаемой деятельности и объектов, для которых проведение оценки воздействия на окружающую среду является обязательным» указано:

2. Недропользование:

2.2. карьеры и открытая добыча твердых полезных ископаемых на территории, превышающей 25 га, или добыча торфа, при которой территория превышает 150 га.

Проведение оценки воздействия является обязательной для Плана горных работ.

Отчет о возможных воздействиях разработан согласно ст.72 ЭК РК и представлен отдельным проектом.

Экологические разрешения необходимые для проведения операций по добыче твердых полезных ископаемых, описываемые в плане горных работ, (ст.216 Кодекса О недрах и недропользовании) будут получены в соответствии с Параграфом 2 «**Экологическое разрешение на воздействие**» ЭК РК.

Меры безопасности объектов окружающей среды (атмосферный воздух, поверхностные и подземные воды, почва) представлены в составе оценки о возможных воздействиях на окружающую среду, установлены нормативы эмиссий, также разработаны мероприятия по уменьшению их воздействия на окружающую среду.

Земельный участок месторождения Комаровское размещен в пределах горного отвода и располагается на техногенной территории, которая существенно перепланирована, застроена различными цехами и застройками, эксплуатируется под карьер, отвалы пустых пород и плодородного слоя почвы.

Планом горных работ запланировано снятие плодородного слоя почв на объектах месторождения. Проектом предусмотрено полное снятие плодородного слоя почвы при производстве земляных работ и его хранение на складах для последующей биологической рекультивации земель.

С целью снижения негативного воздействия в период разработки месторождения на земельные ресурсы предусматриваются следующие мероприятия:

- формирование внутреннего отвала;
- содержание занимаемых земельных участков в состоянии, пригодном для дальнейшего использования их по назначению;

- максимальное сохранение плодородного слоя почвы, снятие и использование его для рекультивации нарушенных земель;
- устройство дорожного покрытия на рабочих площадках, проездах;
- контроль за исправностью машин и механизмов;
- осуществление стоянки горнотехнического оборудования механизмов ГСМ на специальной площадке с устройством твердого покрытия;
- полив автодорог, площадок, проездов в летний засушливый период с целью уменьшения пыления;
- систематическая очистка в зимнее время автодорог от снега и льда, подсыпка песком или щебнем;
- выполнение всех необходимых работ по рекультивации земель, нарушенных при производстве горных работ, заключающихся в засыпке углублений, планировке территории;
- обустройство мест временного накопления и сбора отходов производства и потребления с последующим их вывозом на полигон отходов или передачей специализированным лицензированным организациям для восстановления или удаления. Расположение площадок для накопления ТБО на твердом покрытии и под навесом, с соблюдением требований раздельного сбора.
- аккумуляция хозяйственно-бытовых сточных вод в выгребные ямы с последующим их вывозом специализированным автотранспортом;
- соблюдение правил пожарной безопасности при производстве горных работ.
- осуществление заправки топливом техники на специально отведенном месте (АЗС с твердым покрытием), арендуемой подрядной организацией.

Для эффективного использования дренажных вод и вскрышных пород предусмотрены использование карьерных сточных вод для орошения технологических автодорог и отсыпка вскрышными породами карьерных дорог и промышленных площадок.

Для охраны недр от обводнения предусматривается водоотведение карьерных вод в существующий накопитель – б. Шоптыколь.

Остатки горюче-смазочных материалов утилизируются в мусоросжигательной установке «Костер 1М».

Отчет о возможных воздействиях на окружающую среду разработан отдельным проектом, с учетом всех экологических требований и согласно «Инструкции по организации и проведению экологической оценки», утвержденной Приказом Министра экологии, геологии и природных ресурсов Республики Казахстан от 30 июля 2021 года № 280.

Раздел 13. ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ.

13.1. Применение специальных методов разработки месторождений в целях сохранения целостности земель с учетом технической, технологической, экологической и экономической целесообразности.

Отработка месторождения предусматривается открытым способом, с применением комплекса технических и технологических решений, направленных на минимизацию нарушения целостности земель и снижение негативного воздействия на окружающую среду.

В целях сохранения целостности земель при ведении открытых горных работ предусматривается применение следующих специальных методов и мероприятий:

Горные работы выполняются с соблюдением рациональной последовательности вскрышных и добычных операций, что позволяет сократить площадь одновременно нарушаемых земель.

Снятие и складирование плодородного слоя почвы осуществляется на отдельных складах, для последующего его использования при проведении рекультивации нарушенных территорий.

Внутреннее отвалообразование вскрышных пород применяется для уменьшения площадей внешних отвалов.

Экологическая целесообразность.

Реализуются мероприятия по пылеподавлению, водоотведению и предотвращению эрозионных процессов. Формирование откосов и отвалов осуществляется с учетом требований устойчивости для последующей технической и биологической рекультивации.

Планируемые решения направлены на поэтапное восстановление нарушенных земель и снижение остаточного экологического ущерба после завершения горных работ.

Экономическая целесообразность

Выбранные методы открытой разработки являются экономически обоснованными, так как позволяют снизить объемы вскрышных работ, сократить затраты на транспортировку горной массы.

Применение указанных методов при разработке месторождения открытым способом обеспечивает баланс между производственной эффективностью и необходимостью сохранения целостности земель, а также соответствует требованиям экологической безопасности.

13.2. Предотвращение техногенного опустынивания земель.

В целях предупреждения процессов деградации почвенного покрова, ветровой эрозии при производстве открытых горных работ, производится снятие и складирование плодородного слоя почвы в отдельные склады, для последующего использования при проведении рекультивационных работ.

13.3. Применение предупредительных мер от проявлений опасных техногенных процессов.

В целях обеспечения безопасности горных работ и исключения негативного влияния техногенных факторов на окружающую среду и инфраструктуру, предусматриваются следующие предупредительные мероприятия:

- Мониторинг устойчивости бортов и уступов карьера;
- Применение специальных методов буровзрывных работ с контурным взрыванием скважин для обеспечения устойчивости, откосов уступов и бортов карьера в их предельном положении;
- Устройство дренажных канав для отведения поверхностных вод;
- Устройство обваловки и нагорных канав для исключения поступления паводковых и ливневых вод в карьер.

Для оперативного реагирования на опасные техногенные проявления и минимизации их воздействия на окружающую среду, на предприятии разработана и утверждена следующая документация:

План ликвидации аварий (ПЛА): Определяет порядок действий персонала, способы оповещения и эвакуации, а также меры по локализации аварийных участков на различных стадиях развития горных работ.

Стандарт Предприятия «Готовность к чрезвычайным ситуациям и реагирование на них, инструкция предприятия «Требования по реагированию на аварийные ситуации с негативным воздействием на окружающую среду».

В рамках исполнения требований по обеспечению экологической безопасности объектов, в случае чрезвычайных и аварийных ситуаций, предприятием заключен договор со специализированной организацией, оказывающей услуги в области обеспечения противопожарной безопасности объектов. В рамках заключенного договора предусмотрены следующие виды работ:

1. Круглосуточное аварийно-спасательное обслуживание объектов в целях своевременного реагирования (локализации и ликвидации) на ЧС техногенного характера;
2. Проведение комплекса профилактических работ по предупреждению возникновения ЧС;
3. Проведение аварийно-спасательных работ в соответствии с планом ликвидации аварий;
4. Проведение лабораторно-инструментальных исследований атмосферного воздуха после проведения буровзрывных работ;
5. Разработка, экспертное сопровождение и согласование планов ликвидации аварий.
6. Проведение противоаварийных тренировок и тревог.
7. Оказание прочих услуг, возложенных на аварийно-спасательные службы согласно Закону «О гражданской защите».
8. Тушение пожаров, проведение первоочередных аварийно-спасательных работ.

9. Оказание услуг по аварийно-спасательным работам при возникновении возгораний.

13.4. Охрана недр от обводнения, пожаров и других стихийных факторов, осложняющих эксплуатацию и разработку месторождений.

Для охраны недр от обводнения на предприятии осушение карьера предусматривается посредством устройства опережающих зумпфов-водосборников, устанавливаемых на дне карьера, основного зумпфа и внутрикарьерного водоотлива. Сброс дренажных вод из приуступных дренажей осуществляется на дно карьера в зумпфы-водосборники, перекачка их в основной зумпф с последующим удалением из основного зумпфа насосными установками по трубопроводу на поверхность, откуда по трубопроводу она поступает в болото Шоптыколь.

Для предотвращения переполнения естественной рельефной емкости болота Шоптыколь и поверхностного перелива воды в сторону существующего лога в северо-восточном направлении от болота в паводковый период, согласно Проекту РД “Строительство ограждающих дамб накопителя-испарителя болота Шоптыколь” от 2019 г., в 2020 году построена ограждающая дамба, для создания временного открытого емкостного гидротехнического сооружения, на период действия разработки месторождения. Ограждающая дамба предотвращает сброс дренажных вод из карьера в существующий лог и дальнейшее возможное перемещение в сторону р. Шортанды в паводковый период.

Устройство системы нагорных и водосборных канав для перехвата поверхностных сточных вод.

Имеющееся технологическое оборудование и объекты карьера оборудованы средствами пожаротушения.

Ведение регулярного гидрогеологического мониторинга для раннего обнаружения аномальных притоков воды.

13.5. Предотвращение загрязнения недр, особенно при подземном хранении веществ и материалов, захоронении вредных веществ и отходов.

Проектными решениями и технологией ведения открытых горных работ подземное хранение каких-либо веществ, материалов, а также захоронение вредных веществ и отходов в недрах в границах горного отвода не предусматривается.

Технология отработки месторождения исключает возможность создания подземных хранилищ. Выработанное пространство используется исключительно для внутреннего отвалообразования и последующей технической рекультивации.

13.6. Обеспечение экологических и санитарно-эпидемиологических требований при складировании и размещении отходов.

В Плане горных работ учтены экологические, санитарно-эпидемиологические и иные требования, установленные экологическим законодательством Республики Казахстан и законодательством Республики Казахстан в области санитарно-эпидемиологического благополучия населения;

Планом горных работ предусмотрены места (площадки) для сбора отходов, образующихся при эксплуатации объекта в соответствии с правилами, нормативами и требованиями в области обращения с отходами, устанавливаемыми уполномоченным органом в области охраны окружающей среды и государственным органом в области санитарно-эпидемиологического благополучия населения.

13.7. Сокращение территорий нарушаемых и отчуждаемых земель путем опережающего до начала работ строительства автомобильных дорог по рациональной схеме, а также использования других методов, включая кустовой способ строительства скважин, применение технологий с внутренним отвалообразованием, использование отходов добычи и переработки минерального сырья.

Планом горных работ предусмотрено захоронение вскрышных пород непосредственно в выработанном пространстве карьера, что позволяет минимизировать антропогенную нагрузку на локальные экосистемы. Применение пустых пород в качестве инертных материалов для строительства и отсыпки дорог и площадок, что уменьшает объемы внешнего складирования.

13.8. Предотвращение ветровой эрозии почвы, отвалов вскрышных пород и отходов производства, их окисления и самовозгорания.

Для обеспечения экологической безопасности и устойчивости техногенных массивов (отвалов, складов ПСП) реализуются следующие меры:

Борьба с ветровой эрозией (пылением):

Пылеподавление и закрепление: Регулярное орошение технологических дорог и площадок в засушливые периоды.

Процесс самозарастания на нерабочих ярусах отвалов и откосах складов почвенно-растительного слоя для создания защитного дернового покрова, а также озеленение территории по периметру свободных участков. На границах свободных участков создается многорядная живая изгородь используются саженцы деревьев и кустарников. Мощная корневая система деревьев (дающая обильную поросль) скрепляет структуру грунта, полностью блокируя ветровую эрозию на уровне земли. Деревья создают более высокий вертикальный барьер, перенаправляя потоки воздуха вверх,

что защищает центральную часть участка от выдувания, обеспечивают плотное затенение поверхности.

Уход за посадками включает полив и подкормку саженцев: В первые 1–3 года для приживаемости растений.

Породы Комаровского месторождения не подлежат процессам окисления и самовозгорания.

13.9. Изоляция поглощающих и пресноводных горизонтов для исключения их загрязнения.

Экранирование зон риска: Устройство водонепроницаемых оснований на участке хранения ГСМ и в местах технического обслуживания АТС для исключения просачивания нефтепродуктов в почву и нижележащие пласты.

Мониторинг гидрогеологической среды:

Ведение контрольных замеров уровня и химического состава воды в наблюдательных скважинах.

13.10. Предотвращение истощения и загрязнения подземных вод, в том числе применение нетоксичных реагентов при приготовлении промывочных жидкостей.

При проведении буровых работ (для БВР или ГРП) используются исключительно сертифицированные нетоксичные реагенты для приготовления промывочных жидкостей.

Производственный экологический контроль:

Ежеквартальный лабораторный мониторинг состава подземных вод в наблюдательных скважинах на предмет обнаружения специфических загрязнителей, связанных с производственной деятельностью.

13.11. Очистка и повторное использование буровых растворов.

При проведении буровых работ на месторождении очистка и повторное использование не предусматривается, так как буровые растворы не применяются.

13.12. Ликвидация остатков буровых и горюче-смазочных материалов экологически безопасным способом.

Утилизация ГСМ и нефтесодержащих отходов:

Сбор и хранение: Отработанные масла, гидравлические жидкости и остатки топлива собираются в герметичную тару на специализированных площадках с твердым покрытием и обвалованием, исключая разливы.

Передача на переработку: Все накопленные объемы передаются сторонним лицензированным предприятиям для регенерации по договору.

Ликвидация проливов: В случае аварийного пролива ГСМ применяется экстренная засыпка сорбентами (песок, опилки, специализированные

реагенты) с последующей выемкой загрязненного грунта и сжиганием в специальной установке по сжиганию нефтесодержащих отходов.

Экологический контроль:

Ведение строгого учета объемов, образованных и передаваемых на утилизацию материалов, в рамках производственного экологического контроля (ПЭК).

Реализация Плана горных работ осуществляется в строгом соответствии с экологическим законодательством РК. Обязательные процедуры по оценке воздействия на окружающую среду будут выполнены в полном объеме и представлены в виде отдельных проектных документов, с обязательным получением экологического разрешения, устанавливающего нормативы эмиссий.

Раздел 14. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

14.1. Численность трудящихся, организация труда

Товарной продукцией карьера является золотосодержащая руда. Производительность карьера 3100 тыс. т. руды в год.

Непосредственное оперативное руководство работами осуществляет администрация карьера.

Режим работы карьеров принимается круглогодичный исходя из обеспечения непрерывной круглосуточной работы.

Для сменного персонала, работающих в обычных условиях труда:

- продолжительность смены – 12 часов;
- количество рабочих часов в месяц – 171 167,3 час.

Расчет численности произведен в таблице 10.1 на основании:

- расстановки оборудования и количества рабочих мест;
- норм обслуживания и режима работы;
- с учетом разделения и кооперирования труда и совмещения профессий;
- нормативной трудоемкости выполняемых работ.

Численность ИТР и служащих установлена без расчета на основании опыта работы существующих рудников.

Таблица 14.1 – Численность трудящихся, организация труда

№ п/п	Наименование профессий	Разряд	Численность
1	2	3	4
1. Администрация			
1.1.	Начальник карьера	ИТР	1
1.2.	Зам. начальника карьера	ИТР	1
1.3.	Начальник горного участка	ИТР	1-2
1.4.	Заместитель начальника горного участка	ИТР	1-2
1.5.	Механик участка	ИТР	2-4
1.6.	Энергетик участка	ИТР	2-4
1.7.	Главный геолог	ИТР	1
1.8.	Участковый геолог добычи, СЭР и промразведки	ИТР	2-4
1.9.	Ведущий геолог РК	ИТР	1-2
1.10.	Инженер-геолог по контролю качества	ИТР	1-2
1.11.	Инженер-геолог по моделированию	ИТР	2-4
1.12.	Инженер-геолог РК	ИТР	2-4
1.13.	Старший геолог рудника	ИТР	1-2
1.14.	Техник-геолог	ИТР	10-18
1.15.	Главный маркшейдер	ИТР	1
1.16.	Заместитель главного маркшейдера	ИТР	1
1.17.	Старший маркшейдер	ИТР	2-4
1.18.	Участковый маркшейдер	ИТР	9-18
1.19.	Геодезист	ИТР	1-2
1.20.	Горный инженер-маркшейдер	ИТР	2-4
	Итого		44-81
2. Горные работы			
2.1.	Горный мастер	ИТР	4-9
2.2.	Дорожный мастер	ИТР	1-2
2.3.	Горный диспетчер	ИТР	4-8
2.4.	Машинист/помощник машиниста экскаватора	7-8	41-90
2.5.	Машинист бульдозера	7-8	27-81
2.6.	Машинист погрузочной машины	1 кл	4
2.7.	Машинист водоотливной установки	1 кл	15
2.8.	Дробильщик	5	5
2.9.	Слесарь-ремонтник	1 кл	24-48
2.10.	Электрослесарь	5-6	16-32
2.11.	Электрогазосварщик	5-6	12-24
2.12.	Токарь	5	1-4
	Итого		154-322

№ п/п	Наименование профессий	Разряд	Численность
<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>
3. Автотранспорт			
3.1.	Водитель автосамосвала	6	135-420
	Итого		135-420
Всего:			333-823

14.2. Технико-экономическая часть

Показатели	Ед.изм.	Всего	2026	2027	2028	2029	2030
<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>	<i>5</i>	<i>6</i>	<i>7</i>	<i>8</i>
Горная масса	тыс.т	273 825	47 913	44 980	38 574	108 031	34 327
Вскрыша	тыс.т	261 297	45 046	41 931	35 524	104 981	33 815
скальная	тыс.т	234 411	39 372	31 169	30 118	101 677	32 076
рыхлая	тыс.т	26 886	5 674	10 762	5 407	3 304	1 740
Добыча руды	тыс.т	12 528	2 868	3050	3050	3050	511
Содержание золота в руде	г/т	1,69	1,55	1,32	1,24	1,17	10,37
Количество золота в добытой руде	унций	679 166	142 488	129 886	122 022	114 243	170 528
Цена золота	\$/унц	3 000	3 000	3 000	3 000	3 000	3 000
Выручка	тыс.\$	1 120 625	235 106	214 311	201 336	188 500	281 371
Операционные затраты	тыс.\$	768 185	134 715	122 307	108 721	306 431	96 010
в т.ч. расходы на обучение казахстанского персонала	тыс.\$	758	133	121	107	303	95
в т.ч. расходы на социальную инфраструктуру региона	тыс.\$	7 583	1 327	1 205	1 071	3 029	951
в т.ч. расходы на НИОКР	тыс.\$	2 310	645	589	527	549	0
Налог на добычу природных ископаемых	тыс.\$	163 000	34 197	31 173	29 285	27 418	40 927
Расходы на управление	тыс.\$	34 114	7 971	8 725	8 921	6 941	1 556
Прибыль (убыток) до налогообложения	тыс.\$	155 326	58 222	52 106	54 409	-152 290	142 878
КПН 20%	тыс.\$	61 523	11 644	10 421	10 882	0	28 576
Чистый доход (убыток)	тыс.\$	93 803	46 578	41 685	43 528	-152 290	114 302
Ликвидационный фонд	тыс.\$	7 532	1 316	1 193	1 059	3 016	949
Капитальные затраты	тыс.\$	88 881	21 627	10 985	14 784	18 912	22 573
Денежный поток	тыс.\$	- 2 610	23 635	29 507	27 685	-174 218	90 781
Чистая текущая приведенная стоимость проекта, ставка 10%	тыс.\$	4 047					
Чистая текущая приведенная стоимость проекта, ставка 15%	тыс.\$	6 591					
Чистая текущая приведенная стоимость проекта, ставка 20%	тыс.\$	8 674					

ПЕРЕЧЕНЬ ИСПОЛЬЗОВАННЫХ МАТЕРИАЛОВ И ЛИТЕРАТУРЫ

1. Нормы технологического проектирования горнорудных предприятий цветной металлургии с открытым способом разработки. ВНТП 35-86, Минцветмет СССР.
2. Трудовой Кодекс Республики Казахстан от 23 ноября 2015 года № 414-V.
3. Закон РК «О гражданской защите» от 11 апреля 2014 года № 188-V ЗРК.
4. Кодекс РК «О недрах и недропользовании» от 24.05.2018 года – № 184-VI ЗРК.
5. Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные работы и геологоразведочные работы, приказ № 352 от 30 декабря 2014 года МИИР РК.
6. Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих взрывные работы и работы со взрывчатыми материалами промышленного назначения утвержденных приказом Министра по инвестициям и развитию Казахстан от 30 декабря 2014 года № 343.
7. Правила техники безопасности при эксплуатации электроустановок потребителей, утвержденные Приказом Министра энергетики Республики Казахстан от 19 марта 2015 года № 222.
8. Справочник по открытым горным работам. г.Москва. Недра. 1984 г.
9. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. г.Ленинград. ВНИМИ, 1972 г.
10. Методика определения, нормирования и учета потерь и разубоживания при разработке месторождений редких металлов. г.Москва, 1982 г.
11. Руководство по проектированию бортов карьера, под редакцией: Джон Рид, Питер Стейси. – Екатеринбург: Правовед, 2015 г.
12. Белых М.П. Переоценка эксплуатационных запасов подземных вод Восточно-Джетыгаринского участка Джетыгаринского месторождения применительно к системе осушения Комаровского месторождения золотосодержащих руд по состоянию на 01.01.2006 г. Фонды «Севказнедра», 2006 г.
13. Е.А. Одноконнова «Технико-экономическое обоснование промышленных кондиций для условий открытой и подземной отработки с подсчетом запасов Комаровского золоторудного месторождения по состоянию на 01.01.2017г.» - Усть-Каменогорск, Житикара 2017 год.
14. «Отчет о результатах геологоразведочных работ, проведенных ТОО «Метал Трейдинг» на Комаровском месторождении (участки Северный и Центральный) в 2006-2009 годах с подсчетом запасов по состоянию на 01.01.2010 г.».
15. Справочник взрывника. Москва. Недра. 1988 г.

16. Правила обеспечения устойчивости откосов на угольных разрезах / Гос. НИИ горной геомеханики и маркшейдерского дела. – Утв. Госгортехнадзором РФ 16.03.1998. – СПб., 1998. – 208 с.
17. Рабочий проект: отработки северного участка месторождения Комаровское. – РП-011. Пояснительная записка. Том 1. – ТОО «МЕТАЛ ТРЭЙДИНГ», г. Житикара, 2011. – 101 с.
18. Справочник (кадастр) физических свойств горных пород. Под ред. Н.В. Мельникова, В.В. Ржевского, М.М. Протодьяконова. – М.: Недра, 1975. – 279 с.
19. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров / Г.Л. Фисенко, В.Т. Сапожников, А.М. Мочалов и др. – Л.: ВНИМИ, 1972. – 166 с.
20. Гордеев В.А. Основы геометризации геотехнических условий разработки на карьерах: дис. ... докт. техн. наук / В.А. Гордеев; УГГГА. – Екатеринбург, 1994. – 319 с.
21. Временные методические указания по управлению устойчивостью бортов карьеров цветной металлургии / Минцветмет СССР. – Утв. 14.01.1988. – М: ЦНИИЦМЭИ, 1989. – 128 с.
22. Гордеев В.А. Расчет устойчивости карьерного откоса с плоской поверхностью ослабления / В.А. Гордеев // Изв. вузов. Горный журнал. – 2007. – №7. – С. 63-71.
23. Гордеев В.А. Влияние инженерно-геологических условий на устойчивость карьерных откосов по методу предельного равновесия на плоской поверхности скольжения / В.А. Гордеев // Изв. вузов. Горный журнал. – 2007. – №8. – С. 43-51.
24. Гордеев В.А. Расчетные способы метода предельного равновесия при оценке устойчивости карьерных откосов / В.А. Гордеев, М.Х. Бобаев // Изв. вузов. Горный журнал. – 2008. – № 1. – С. 66-73.
25. Гордеев В.А. Оценка устойчивости карьерных откосов по методу предельного равновесия / В.А. Гордеев // Изв. вузов. Горный журнал. – 2008. – № 2. – С. 54-64.
26. Жабко А.В. Расчет устойчивости однородных оснований и откосов / А.В. Жабко // Проблемы недропользования. Материалы V Всероссийской молодежной научно-практической конференции (с участием иностранных ученых) 8-11 февраля 2011 г., ИГД УрО РАН. – Екатеринбург: УрО РАН, 2011. – С. 397-407.
27. Жабко А.В. Расчет устойчивости откосов / А.В. Жабко // Маркшейдерия и недропользование. – 2012. – № 2. – С. 55-59.
28. Жабко А.В. Теория расчета устойчивости оснований и откосов / А.В. Жабко // Известия Уральского государственного горного университета. – 2011. – № 25-26. – С. 59-65.
29. Жабко А.В. Способ расчета устойчивости оснований и откосов / А.В. Жабко // Проблемы недропользования. Материалы VI Всероссийской молодежной научно-практической конференции (с участием иностранных

ученых) 8-10 февраля 2012 г., ИГД УрО РАН. – Екатеринбург: УрО РАН, 2012. – С. 77-92.

30. Жабко А.В. Предельные параметры плоских однородных откосов / А.В. Жабко // Изв. вузов. Горный журнал. – 2012. – № 6. – С. 22-2.

31. Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов», утвержденных приказом Министра по инвестициям и развитию Казахстан от 20 октября 2017 года № 719.

32. Экологическим кодексом Республики Казахстан от 09.01.2007 г. № 212 III (с изменениями и дополнениями по состоянию на 29.06.2018 г.).

33. СТ РК 2156-2-2011 «Геотехнические исследования и испытания. Идентификация и классификация грунтов.

34. Жабко А.В., Гордеев В.А., «Обоснование параметров устойчивых откосов уступов и бортов карьеров Комаровского месторождения золота». Уральский государственный горный университет – Екатеринбург 2012 год.

35. СП РК 3.03-122-2013 «Промышленный транспорт».

36. РД “Строительство ограждающих дамб накопителя-испарителя болото Шоптыколь” от 2019 г., ТОО «ПРОМСТРОЙПРОЕКТ», 2019.

37. Е.А. Одноконнова «Подсчет запасов золотосодержащих руд Комаровского месторождения в Костанайской области по состоянию на 02.01.2022г.» - Усть-Каменогорск, Житикара 2022 год.

38. Проект «Дробильно-сортировочный комплекс, по адресу: Костанайская обл., г. Житикара, территория ТОО "Комаровское горное предприятие"», ТОО "СпецPSY", от 2024 года.

39. Строительство временного лабораторного комплекса контейнерного типа для анализа ГСМ, по адресу: Костанайская область, г. Житикара, Тохтаровский сельский округ, промзона ТОО "Комаровское горное предприятие" ТОО "М-Арх" от 2025 года.

40. Мойка карьерной техники на промышленной зоне, по адресу: Костанайская область, Житикаринский район, г. Житикара, промзона ТОО "Комаровское горное предприятие", ТОО "М-Арх" от 2025 года.