

**Министерство индустрии и инфраструктурного развития
Республики Казахстан
Товарищество с ограниченной ответственностью «Qaz Augum»**



План горных работ месторождения Находка

Часть	Геологическая и гидрогеологическая. Технологическая (горная, горно-механическая).
Договор	№ 13/08/25

В. Н. Цацин

г. Астана 2026 год

План горных работ месторождения «Находка» выполнен Цациным Виктором Николаевичем в полном соответствии с требованиями Задания на проектирование, полученного от ТОО «Qaz Argun».

Данный проект соответствует «Инструкции по составлению плана горных работ», «Нормам технологического проектирования горнорудных предприятий цветной металлургии с открытым способом разработки», СНиПам, ГОСТам и удовлетворяет всем современным требованиям, предъявляемым к Проекту промышленной разработки месторождений полезных ископаемых

В. Н. Цацин

СОСТАВ ПРОЕКТА

«План горных работ месторождения Находка»

Номер тома	Номер книги	Наименование	Договор	Исполнитель
1	кн. 1	«План горных работ месторождения Находка». Пояснительная записка	Договор №	
	кн. 2	Графические материалы		
	кн. 3	Экономическая часть		
2	Кн. 1	Оценка воздействия на окружающую среду		
3	Кн. 1	«План Ликвидации последствий недропользования при разработке месторождения Находка». Пояснительная записка		
	Кн. 2	Графические материалы		
4	Кн. 1	Декларация безопасности		

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение.....	8
1 Общие сведения о месторождении.....	9
2 Геология месторождения и ресурсы.....	12
2.1 Геологическая строение месторождения	12
2.1.1 Геолого-структурная позиция месторождения.....	12
2.1.2 Стратиграфия	12
2.1.3 Тектоника	13
2.1.4 Морфология минерализованных тел.....	14
2.2 Вещественный и минералогический состав руд месторождения	
Находка.....	15
2.2.1 Исследования вещественного и минералогического состава руд	15
2.2.2 Попутные компоненты	18
2.3 Инженерно-геологические и горно-технические условия	
месторождения	18
2.3.1 Характеристика горно-геологических условий участка	18
2.3.2 Физико-механические свойства руд и пород.....	19
2.3.3 Оценка качества массива горных пород	23
2.3.4 Геодинамическое районирование и склонность к горным ударам.....	23
2.3.5 Определение пожароопасности руд и вмещающих пород.....	24
2.3.6 Оценка сложности горно-геологических и инженерно-геологических условий	24
2.4 Краткая гидрогеологическая характеристика месторождения	25
2.4.1 Гидрогеологические условия месторождения.....	25
2.4.2 Химический состав подземных вод	28
2.4.3 Прогноз водопритокров в карьер	28
2.5 Запасы месторождения.....	30
3 Горная часть.....	32
3.1 Способ разработки месторождения.....	32
3.1.1 Определение глубины разработки.....	32
3.2 Схема вскрытия карьерного поля месторождения	35
3.3 Система разработки и структура комплексной механизации	37
3.3.1 Обоснование системы разработки.....	37
3.3.2 Параметры элементов системы разработки	38
3.4 Проектирование карьера	48
3.5 Календарный график отработки месторождения	50
3.5.1 Объёмы горной массы и запасов руды в контурах карьера	50
3.5.2 Расчёт нормативных потерь и разубоживания	51
3.5.3 Режим работы предприятия.....	53
3.5.4 Производственная мощность предприятия.....	53
3.5.5 Календарный план горных работ	54
3.5.6 Эксплуатационная разведка.....	45

3.6	Буровзрывные работы	45
3.6.1	Буровые работы.....	45
3.6.2	Взрывные работы	45
3.6.3	Расчёт параметров опасных зон	45
3.6.4	Хранение взрывчатых материалов	49
3.7	Выемочно-погрузочные работы	45
3.7.1	Обоснование применяемого выемочно-погрузочного оборудования.....	45
3.7.2	Технология выемки горной массы и параметры забоев.....	46
3.7.3	Расчёт производительности выемочно-погрузочного оборудования и его количества	46
3.8	Транспортировка горной массы	45
3.8.1	Обоснование принятого вида транспорта.....	45
3.8.2	Выбор типоразмера автосамосвала	46
3.8.3	Расчёт производительности автосамосвала и рабочего парка машин. 46	
3.9	Отвалообразование.....	45
3.9.1	Выбор способа и технологии отвалообразования	45
3.9.2	Расчёт бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте	46
3.9.3	Технология и организация работ при автомобильно-бульдозерном отвалообразовании.....	45
3.10	Складирование полезного ископаемого и почвенно-растительного слоя 46	
3.10.1	Складирование балансовых запасов полезного ископаемого.....	46
3.10.2	Складирование забалансовой руды.....	46
3.10.3	Складирование плодородного слоя почв	46
3.11	Электроснабжение.....	49
3.11.1	Общая схема электроснабжения участков.....	50
3.11.2	Релейная защита и автоматика	57
3.11.3	Защитное заземление и защита от атмосферных перенапряжений подстанций	57
3.11.4	Линии электропередач	59
3.11.5	Электрооборудование	59
3.11.6	Электроосвещение	61
3.12	Карьерный водоотлив	65
3.12.1	Прогнозный водоприток в карьер	65
3.13	Водоснабжение и водопотребление.	68
3.14	Перечень оборудования для открытых горных работ	45
3.15	Проветривание карьера.....	45
3.16	Инфраструктура рудника и генеральный план поверхности	46
3.16.1	Вахтовый посёлок	46
3.16.2	Промышленная площадка рудника	48

3.16.3 Пруд-испаритель	51
3.16.4 Склад ВМ.....	52
3.16.5 Контрольно-пропускной пункт	46
3.16.6 Автомобильные дороги.....	47
3.16.7 Склады товарной и забалансовой руды	47
3.16.8 Генеральный план поверхности	49
4 Рекультивация земель, нарушенных горными работами	51
4.1 Общие сведения.....	51
4.2 Краткая характеристика земель на площади работ	51
4.3 Характеристика нарушений земной поверхности	52
4.3.1 Карьер 52	
4.3.2 Отвалы вскрышных пород, рудные склады и склады плодородного слоя почвы.....	52
4.3.3 Земли, нарушенные строительством административных зданий, вспомогательных сооружений.....	53
4.3.4 Заключение о направлении рекультивации	53
4.4 Краткое изложение проектных решений	53
4.5 Рекультивация нарушенных земель (технический этап).....	55
4.5.1 Снятие и складирование почвенно-растительного слоя	55
4.5.2 Горные выработки.....	55
4.5.3 Отвалы вскрышных пород.....	55
4.5.4 Прочие производственные объекты рудника.	55
4.6 Биологический этап рекультивации земель	58
4.7 Сроки производства работ. Объёмы работ	58
5 Промышленная безопасность горных работ.	60
5.1 Общие требования безопасности.....	60
5.2 Производственный контроль за соблюдением требований промышленной безопасности	62
5.3 Мероприятия по технике безопасности.	65
5.3.1 Горные работы.	65
5.3.2 Буровзрывные работы.....	67
5.3.3 Выемочно–погрузочные работы.	69
5.3.4 Бульдозерные работы.....	69
5.3.5 Транспортировка горной массы.	70
5.3.6 Отвалообразование.	72
5.3.7 Борьба с пылью и вредными газами.....	73
5.3.8 Электрогазосварочные работы.	73
5.3.9 Предохранение от загрязнения горюче-смазочными материалами. 74	
5.3.10 Обеспечение устойчивости бортов карьеров.....	74
5.3.11 Общие положения организации безопасной эксплуатации электрохозяйства.....	75
5.3.12 Освещение карьеров и отвалов.....	81

5.3.13 Противопожарные мероприятия.	82
5.3.14 Связь и сигнализация.	82
5.3.15 Санитарно-гигиенические требования.	83
5.3.16 Медицинская помощь.	85
5.3.17 Административно-бытовые помещения.	86
5.3.18 Водоснабжение.	86

ВВЕДЕНИЕ.

Основанием для составления настоящего «План горных работ месторождения Находка» послужил договор № 13/08/25 от 13 августа 2025 г. между ТОО «Qaz Aurum» и Цациным В. Н., утверждённое Техническое задание на выполнение проекта (Приложение 1) и запасы месторождения золота Находка по состоянию на 02.01.2026г принятые на Государственный учёт недр Республики Казахстан в соответствии с Протоколом №_____

В процессе выполнения проектных работ использовались материалы исходных данных для начала проектирования, выданные Заказчиком.

На основании данных материалов, а также в соответствии с действующими нормами и правилами, а также в полном соответствии с согласованными требованиями к проекту произведены все проектные расчёты и выполнены графические материалы.

Пояснительная записка проекта (Том 1 Книга 1) состоит из 5 разделов: общие сведения о месторождении, геологическая часть, горная часть, раздел рекультивации и промышленная безопасность

Экономическая часть и Графический материал к проекту представлены, соответственно, книгой 2, 3.

В первом разделе изложена географо-экономическая характеристика месторождения; во втором – геологическое, гидрогеологическое и инженерно- геологическое описание и характеристика месторождения, его структура, генезис, условия залегания и морфология рудных тел, его разведанность, минералогический и химический состав руд, а также кондиции и данные подсчёта запасов.

В разделе «Горная часть» (третий и четвёртый раздел) изложены технологические и технические решения, их обоснование, расчёты процессов открытой разработки месторождения «Находка» и промышленная безопасность.

При составлении Проекта использованы следующие исходные материалы:

- Оценка минеральных ресурсов и запасов месторождения Находка в соответствии с Кодексом KAZRC По состоянию на 01.01.2026 г
- Ресурсная блочная модель
- А. Левченко, ТОО «QAZ Aurum», Отчёт Этап 3 – Результаты геотехнических исследований, расчётов и моделирование, ноябрь 2025 г
- Мауро Прадо, MSc, Е. Асенов и др. ТОО Water Services and Technologies Kazakhstan. Отчёт по гидрогеологическому исследованию золоторудного месторождения Находка. 17 декабря 2025 г
- Л. Б. Кушакова, Д. Б. Касимова, Н. В. Сизикова и др., Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ВНИИЦВЕТМЕТ», Отчёт о Научно-исследовательской работе по теме: ««Проведение исследований по выбору приоритетной технологии переработки золотосодержащей руды месторождения «Находка» с последующей разработкой Технологического регламента на технологию», январь 2026 г

1 ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О МЕСТОРОЖДЕНИИ

Местоположение и инфраструктура.

Месторождение Находка в административном отношении находится на территории Торткудукского сельского округа, Экибастузского района, Павлодарской области и расположено в ~5 км севернее посёлка Торт-Кудук, в 225 км западнее областного центра Павлодар и в 75 км северо-западнее районного центра Экибастуз. Трасса Р4 Астана-Павлодар, всего в 6 км от участка. Обзорная схема района работ приведена на рис 1.1.

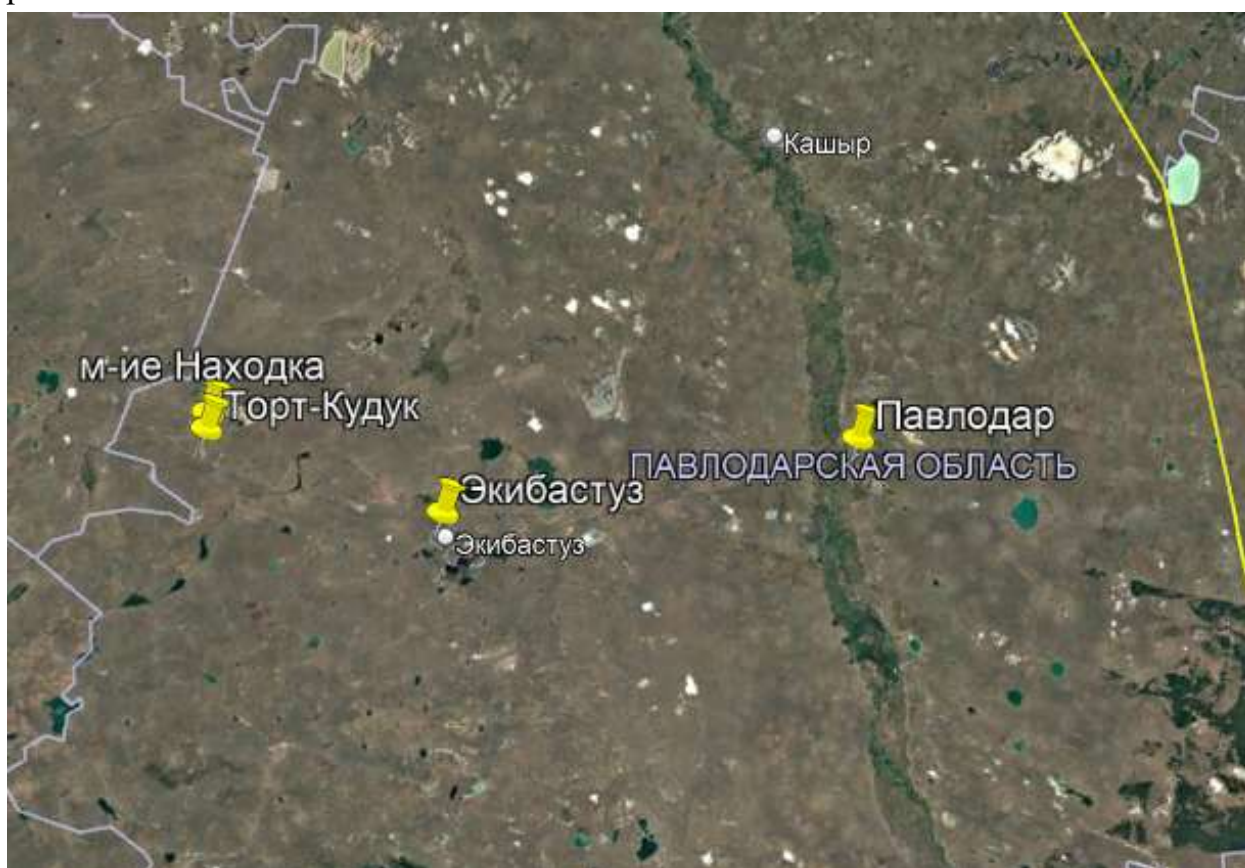


Рисунок 1.1: Обзорная схема района работ

Рельеф района работ представляет собой слабовсхолмлённую равнину, имеющую слабый уклон к северу. Значительная часть описываемой территории представляет собой мелкосопочник с широкими плоскими депрессиями. На фоне сглаженного мелкосопочника выступают одиночные горы и гряды (Кульбай, Аксаяк-Коянды, Улькен-Коянды) с наивысшими отметками до 350 м. Относительные превышения здесь колеблются от 20 до 40 м.

Климат района. Климат района резко континентальный, с колебаниями температур от +43°C в июле до -45°C в декабре. Распределение осадков по сезонам неравномерное, с апреля по октябрь выпадает 75% осадков, среднегодовое количество осадков 350-420 мм. Господствующие ветры юго-западные, скорость ветра составляет 3.5-5.0 м/сек., максимальная 36 м/сек. Глубина промерзания грунтов до 2.2м.

Основным типом почв на территории района являются светло-каштановые слабогумусированные почвы. Мощность грунта плодородного слоя почвы в понижениях достигает 15—40 см, иногда до 50 см. Невозделанные степные территории представляют

собой пастбища с растительностью полынно-дерновинно-злаковых степей, представленной ковылём, типчаком, полынью и редким мелким карагайником. К концу лета растительность выгорает. Лесов в районе нет.

Ближайшие населённые пункты: с. Торт-Кудук - в 4,5 км южнее месторождения, с. Бестогай - в 23 км северо-западнее и Жатлеу в 27 км западнее месторождения.

Главным в экономике района в настоящее время является промышленность. Ключевыми отраслями являются:

- горнорудная промышленность (добыча угля, руд различных металлов, известняка и других полезных ископаемых);
- энергетика;
- металлургия и промышленность

Район месторождения Находка располагает значительными запасами местных стройматериалов (кирпичных глин, строительных песков и строительного камня).

Земельные угодья на территории месторождения используются в качестве пастбища для скота.

Автотранспорт повышенной проходимости можно использовать круглогодично.

Энергообеспечение рудника планируется производить по аналогии с энергообеспечением рудника Торт-Кудук - от Экибастузской ГРЭС-2 по линии электропередач 220 кВ на 7 насосную станцию канала Иртыш-Караганда, подстанция 220/35 киловатт (7-НС). Далее, от подстанции 7-НС по электролиниям ВЛ-74 и ВЛ-40, идущим до подстанции Торт-Кудук 35/6 кВ. В районе п. Торт-Кудук или на вводе на подстанцию Торт-Кудук планируется сделать ответвление на рудник Находка. На руднике поставить трансформаторную подстанцию (ТП 35/6) имеющую разъединительные устройства, которые позволяют делать переключения для работы по одной из линий ВЛ-74 или ВЛ-40, а также поочерёдно запитывать трансформаторы мощностью по 1800 кВт/ч установленные на ТП 35/6 Линия разграничения и учет потребляемой электроэнергии предполагается установить на входе на подстанцию ТП-35/6

Гидрографическая сеть.

Гидрографическая сеть района представлена реками Оленты и Шидерты. В свою очередь р. Шидерты является частью канала имени Каныша Сатпаева «Иртыш – Караганда».

Река Оленты протекает в северо-восточном направлении и впадает в оз. Аулиеколь. Протекая в районе месторождения, река огибает его с западной и северной стороны на расстоянии 20-25 км. Тип питания реки - снеговой, основная масса водотока (до 80%) протекает весной. Река используется для водопоя и хозяйственно-бытовых нужд.

Река Шидерты протекает в северо-восточном направлении и впадает в озеро Шыганак. Русло реки расположено в ~30 км восточнее месторождения. Тип питания реки - снеговое и грунтовое, с подпиткой из Иртыша. Половодье с середины апреля до начала июня. В верховье и низовье пересыхает. От села Акбулак на протяжении 200 км по руслу реки Шидерты идёт сток воды канала Иртыш — Караганда в обратном направлении. На реке созданы аккумулирующие водоёмы-гидроузлы, на трассе канала сооружено 13 водохранилищ.

Растительный и животный мир. Растительность в районе месторождения, типична для полупустынной зоны: это скудные злаково-полынные степи, с редкими кустарниками (такими как солянки, полынь) и низкорослыми травами, адаптированными к засушливому климату и засоленным почвам.

В руслах рек, на пойменных террасах, в очагах, где развиты обогащённые гумусом почвы – растёт пышная луговая растительность, заросли шиповника, карагайника, низкорослые берёзы, тополя.

Животный мир довольно однообразен. Наиболее распространены грызуны, сурки, байбаки, суслики, зайцы, тушканчики, полевые мыши и пресмыкающиеся: змея, ящерицы, черепахи. Реже встречаются волки, лисы, хорьки, барсуки. В летнее время водится большое количество уток, гусей, журавлей и других видов птиц.

2 ГЕОЛОГИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ И РЕСУРСЫ

2.1 Геологическая строение месторождения

2.1.1 Геолого-структурная позиция месторождения

Участок расположен в северо-западной части Торткудукского рудного поля, в 5 км от месторождения Торт-Кудук.

Участок «Находка» расположено в пределах восточной части Калбинской структуры, на стыке Баянаульской и Торткудукской антиклиналей, входящих в состав северного обрамления Сарыаркинского антиклинория Центрального Казахстана. Район относится к зоне развития складчато-блоковых структур Палеозоя, представленных чередующимися поясами вулканогенно-осадочных и гранитоидных комплексов.

В геологическом строении принимают участие отложения протерозойской, палеозойской и кайнозойской эратем. Среди протерозойских образований выделяются эффузивные, туфогенные, метаморфические сланцы и др. образования. Палеозойские отложения представлены вулканическими.

2.1.2 Стратиграфия

Рифейская система. Тиесская свита (Rf2ts) широко распространена в центральной части района работ. Расчленяется на нижнюю и верхнюю подсвиты. — Нижняя представлена однообразным комплексом сильно метаморфизованных эффузивов основного состава. Верхняя слагается альбитофирами с горизонтами кварцитов и диабазов. Мощность нижней подсвиты оценивается в 2000–2100 м, верхней — 700–800 м. Возраст свиты — средний рифей (условно). Некоторые исследователи (Цебуняев А.П., Хромых Е.Ф.) уже к 1984 году относили её к нижнему кембрию.

Ордовикская система. Нижний отдел. Тремадокский ярус. Торткудукская серия. Олентинская свита (O11tr) развита ограниченно в районе пос. Торткудук. Представлена туфоконгломератами, туфопесчаниками, андезитовыми порфиритами и их туфами. Эти отложения образуют пологие брахискладчатые структуры и залегают без видимого несогласия на породах верхнего кембрия. Мощность свиты — 500–600 м.

В отложениях свиты широко распространены гидротермально изменённые породы (кварц-серицитовые метасоматиты), сформировавшиеся на месте эффузивов среднего и кислого состава. С кварц-серицитовыми метасоматитами связаны рудные тела месторождения Торткудук и рудопроявлений Находка и Восточный.

Торткудукская свита представлена двумя структурно-фациальными подзонами. Первая - слагает Торткудукскую синклиналь, это туфы, лавы и лавобрекчии андезитового, андезит-дацитового и дацитового составов. Вторая – осадочно-вулканогенная, по мнению Н.К. Беляева, развита на крыльях складок. Представлена она красноцветными, реже зеленовато-серыми, алевролитами, песчаниками и конгломератами. Осадочная толща в пределах участка сохранилась в отдельных блоках, часто ограниченных тектоническими разломами. Иногда образует небольшие линзовидные тела в андезито-дацитовых порфиритах и их туфах. В северной части участка породы веерообразно расходятся, упираясь в главный субширотный разлом, по которому проходит граница между тиесской и торткудукской серией. По данным исторических поисковых скважин осадочные породы образуют как бы чехол над эффузивной толщей и оруденелыми ме-

тасоматитами. На участке Находка в низах торткудукской свиты большинством поисковых скважин вскрываются бурые (гематитизированные) андезитовые и андезито-дацитовые порфириты и их туфы.

Микроскопическое изучение андезитовых, андезито-дацитовых разностей показывает, что разница между ними заключается в изменении количества и состава вкрапленников порфировых выделений.

Обычно породы торткудукской серии сильно метаморфизованы. Вторичные изменения заключаются в замещении порфировых выделений плагиоклаза и амфибола серицитом, эпидотом и рудными минералами. Основная масса во всех разновидностях пород представлена крупнозернистыми агрегатами кварца, плагиоклаза и рудного минерала. Серицит, хлорит и пирит развиваются как по вкрапленникам, так и по микролитам основной массы. По зонкам катаклаза развивается эпидотизация. Обломочные породы характеризуются литокристаллическими и псефо-псаммитовыми структурами. По обломкам также развивается серицит, хлорит, карбонат и эпидот. Связующая масса криптокристаллическая, пигментированная гематитовой пылью.

В метасоматитах отмечается реликтовая или бластопорфировая структуры. Состоят из вторичных минералов и их агрегатов. Основная часть породы, как правило, слагается мелкочешуйчатым хлоритовым или серицитовым агрегатом с примесью зёрен кварца, часто загрязнена пелитовым материалом и зёрнами эпидота и гематитовой пылью.

Осадочные породы – песчаники и алевролиты слагаются разномасштабным криптокристаллическим материалом, состоящим из обломков пород и минералов, а также глинисто-кремнистыми агрегатами. Цемент тонкочешуйчатый слюдисто-глинистый, пропитанный гематитовой пылью.

Мономинеральные линзы барита со сравнительно невысокими содержаниями золота мощностью до 7 м отмечены в единичных скважинах.

В структурном отношении участок Находка находится в северной части Торткудукской синклинали, разбитой тектоническими нарушениями на отдельные блоки. Довольно часто участок разделяется на западный и восточный. Оруденение приурочивается к западному борту Находкинской антиклинали, сильно осложнённого тектоническими нарушениями северо-западного и северо-восточного простирания

Интрузивные образования среднего ордовика представлены небольшими массивами, локально распространёнными на участке в виде мелких тел, преимущественно в восточной и южной части лицензионной площади. Кульбайский интрузив сложен габбро-диоритами, в западной части выходят меланократовые граносиениты.

При бурении и документации керна интрузивные образования не встречены.

2.1.3 Тектоника

Район работ располагается на южном крыле Жангабульского антиклинория, в ядерной части которого развиты среднерифейные и нижнекембрийские образования, а на крыльях кембрийские и ордовикские породы. Южное крыло антиклинория осложнено складками более высокого порядка: Темирастауская антиклиналь, Торткудукская синклиналь, Кульбайская антиклиналь, Северная и Южная Закульбайские синклинали. В строении описываемой площади принимают участие 4 структурных этажа. Первый - допалеозойский сложен среднерифейской диабазовой формацией. Второй - салаирский

сложен нижнее и средне – кембрийскими образованиями. Третий каледонский представлен отложениями верхнего кембрия и ордовика. Угловыми несогласиями этот структурный этаж разделяются на 3 подэтажа:

первый из которых образован отложениями верхнего кембрия и тремадокского яруса нижнего ордовика, второй нерасчленёнными нижнее и среднеордовикскими породами, третий средне и верхнее ордовикскими образованиями. Четвёртый – герцинский этаж сложен отложениями среднего и верхнего девона.

Разрывные нарушения пользуются широким распространением. Выделяются две главные системы крупных разломов:

- широтная, до северо-восточной, заложившаяся в каледонское время. Разлом такого простирания является границей между тиесской и олентинской свитами в северной части месторождения;
- северо-западная, до меридиональной, связанная с более молодыми тектоническими движениями герцинского времени.

К третьей группе отнесены многочисленные мелкие, часто оперяющие разломы различных направлений.

2.1.4 Морфология минерализованных тел

Минерализованные тела на участке Находка приурочены к зонам тектонического дробления и метасоматического изменения эффузивно-осадочных пород. Рудные тела имеют линзовидную форму. Прослеживаются по простиранию почти до 500 м и на глубину до 340-440 м от поверхности. Простирание тел преимущественно субмеридиональное, падение на северо-восток под углами 40–80°. Мощность рудных тел варьируется от 1–2 м до 50 м в центральной части. В центральной части залежи содержания золота и серебра выше, чем в краевых.

Южный фланг залежи остаётся не оконтуренным ни на глубину, ни по простиранию, несмотря на потерю мощности рудного тела. Северная часть залежи на глубине также остаётся не оконтуренной.

Морфология рудных тел — линзовидная, протяжённая по простиранию и падению, мощность от первых метров на флангах до первых десятков в центральной части на глубине. Простирание рудных тел в меридиональном направлении. Рудная залежь имеет северо-западное склонение при падении на запад под углом 40–50°. Содержание золота в отдельных пробах достигает 16.6 г/т, при этом среднее содержание в пределах рудных каркасов составляет около 1.04 г/т. Содержание серебра в среднем порядка 15 г/т.

Нерудные минералы представлены в основном кварцем, баритом и серицитом, по трещинам встречается гипс.

Основные рудные минералы — пирит, галенит, сфалерит, халькопирит и блеклая руда.

Коммерческий интерес представляют как золото, так и серебро; барит не рассматривается как попутный компонент.

2.2 Вещественный и минералогический состав руд месторождения Находка

2.2.1 Исследования вещественного и минералогического состава руд

Минерализация на участке Находка относится к золото-барит-полиметаллическому типу и связана с зонами интенсивного дробления и метасоматического изменения пород. Основные рудные тела приурочены к кварц-серицитовым, кварц-хлорит-серицитовым и баритовым метасоматитам, которые сложены преимущественно вулканогенными породами кислого и среднего состава. Рудные зоны приурочены к разломам субмеридионального направления и контролируются ими. Форма рудных тел – простые и сложные линзы.

В верхней части разреза преобладают окисленные руды с высоким содержанием барита и низкими содержаниями сульфидов, образующего линзы мощностью до 5–7 м. Ниже по разрезу выделяется зона барит-сульфидных руд. В наиболее глубоких интервалах залегают преимущественно сульфидно-баритовые и сульфидные руды.

Минеральный и вещественный состав руд изучался Филиалом РГП «НЦ КИМС РК» «ВНИИЦВЕТМЕТ» на пробе общей массой 277 кг в рамках НИР «Проведение исследований по выбору приоритетной технологии переработки золотосодержащей руды месторождения «Находка» с последующей разработкой Технологического регламента на технологию» [12] (далее по тексту «НИР по переработке»).

В рамках исследований были выполнены:

- многокомпонентный химический анализ;
- фазовый химический анализ на формы нахождения железа;
- гранулометрический анализ;
- рациональный анализ на формы нахождения золота;
- минералогический анализ;
- дифрактометрический анализ.

Результаты химического анализа приведены в таблице 2.1

Таблица 2.1: Результаты химического анализа

Компонент	Содержание, %	Компонент	Содержание, %
Au, г/т (пробирно-гравиметрический метод)	0.87	Mn	0.017
Au, г/т (ЭААС методом)	0.9	Na	1.35
Ag, г/т (пробирно-гравиметрический метод)	12.9	Al	6.19
Ag, г/т (ЭААС методом)	13.1	Ca	0.9
As	0.038	Mg	0.51
Cu	0.037	SiO ₂	58.42
Fe	3.29	S _{общ}	4.28
Pb	0.033	S _{сульфат}	1.2
Zn	0.078	S _{общ}	0.16
K	2.03	C _{карб}	<1.0 (0.06)
Ni	<0.005	Cl	<0.02
Co	<0.005	F	0.07
Cd	<0.002	TiO ₂	0.68
Sb	<0.005	BaSO ₄	4.4

В результате проведённого химического анализа было выявлено, что единственными полезными компонентами являются золото и серебро. Содержание прочих полезных и вредных компонентов незначительно.

Для оценки распределения золота и серебра были проведены гранулометрический анализ (таблица 2.2) и рациональный анализ на определение форм нахождения золота (таблица 2.3)

Данные гранулометрического анализа показали достаточно равномерное распределение золота и серебра по фракциям: содержание золота – 0.87 -1.2 г/т, серебра – 10.6 -13,8 г/т. при минимальных содержаниях (0.87 и 10.6 г/т соответственно) во фракции +2.0 мм.

Таблица 2.2: Результаты гранулометрического анализа

Класс крупности, мм	Выход класса, %	Содержание, г/т		Распределение, %	
		Au	Ag	Au	Ag
+2.0	1.32	0.87	10.6	1.1	1.1
-2.0 +1.0	37.46	0.9	12.6	33.5	36.1
-1.0 +0.630	13.37	1	13.8	13.3	14.1
-0.630 +0.315	13.64	1.2	13.1	16.3	13.6
-0.315 +0.160	8.05	1	12.9	8	7.9
-0.160 +0.100	5.61	0.96	13.4	5.4	5.7
-0.100 +0.071	2.2	1.1	12.7	2.4	2.1
-0.071 +0.045	2.71	1.1	13.7	3	2.8
-0.045	15.64	1.1	13.8	17.1	16.5
Итого	100	1.006	13.091	100	100

Согласно результатам проведённого рационального анализа в пробе руды месторождения Находка, в свободной форме с чистой поверхностью находится 29,54 % отн. золота. Зёрна свободного золота с чистой поверхностью представлены в виде октаэдров и их сростков, а также в виде пластинчатых и дендритной форм. Из всех обнаруженных золотин ~ 97,42 % составляют зерна свободного золота, представленные в виде октаэдров и их сростков, причём зерна размером от 0,015 до 0,09 мм составляют ~ 76,13 % от общего количества обнаруженных золотин с чистой поверхностью, а зерна размером от 0,10 до 0,28 мм ~ 21,29 %. Зерна свободного золота, представленные в виде пластинчатых форм, составляет ~ 1,94 % от общего количества обнаруженных золотин с чистой поверхностью. Единичное зерно свободного золота, представленное в виде дендритной формы, составляет ~ 0,64 % от общего количества обнаруженных золотин с чистой поверхностью. Цвет золотин золотисто-жёлтый, жёлтый, темно-жёлтый.

В свободной форме, покрытой окисными плёнками, находится 1,82 % отн. золота. Зёрна свободного золота, покрытые окисными плёнками, представлены только в виде октаэдров и сростков октаэдров, причём зерна размером от 0,02 до 0,09 мм составляют ~ 81,58 % от общего количества обнаруженных золотин, покрытых окисными плёнками, а зерна размером от 0,10 до 0,14 мм ~ 18,42 %. Цвет золотин золотисто-жёлтый, темно-жёлтый.

В сростках находится 34,55 % отн. золота, ассоциировано с сульфидными минералами 30,91 % отн. золота, ассоциировано с породными минералами 3,18 % отн. золота.

Таблица 2.3: Результаты рационального анализа на формы нахождения золота

№ п/п	Форма нахождения	Содержание Au	
		абс., г/т	отн., %
1	Свободное:		
а)	с чистой поверхностью	0.325	29.54
б)	покрытое окисными плёнками	0.02	1.82
2	В сростках:		
а)	с чистой поверхностью	0.37	33.64
б)	покрытое окисными плёнками	0.01	0.91
3	Ассоциировано:		
а)	с сульфидными минералами	0.34	30.91
б)	с породой	0.035	3.18
4	Исходное содержание, г/т	1.1	100
5	Содержание класса -0,071 мм, %		97.1
6	Содержание класса -0,045 мм, %		95.7

Исследования минералого-петрографического проводились на шлифах и аншлифах, изготовленных из половинок керна.

В результате полученных данных установлено, что наиболее проявлены среди породообразующих минералов зерна кварца, полевые шпаты, и слюдистые минералы. Полевые шпаты представлены альбитом и микроклином, суммарно в пробе они составляют 21.7%. Слюдистые минералы составляют 16.1%. Представлены они мусковитом, клинохлором, эпидотом и хлоритом. Так же в пробе проявлены зёрна сульфатов и глинистых материалов. Сульфатные минералы представлены баритом и алунитом, суммарно они составляют 8.3%. Глинистые минералы в пробе составляют 3.5% и представлены диккитом. Карбонатные минералы развиты незначительно и составляют 1.4%. Рудные минералы в пробе представлены сульфидными минералами. Среди них основу составляет пирит – 5.7%, другие сульфидные минералы составляют 0.24% и представлены сфалеритом, халькопиритом, галенитом и блеклой рудой. так же в пробе отмечены зёрна лейкоксена.

Результаты минерального состава пробы приведены в таблице 2.4

Таблица 2.4: Результаты минералогического анализа

Название минералов	Формула минерала	Содержание, %
Кварц	SiO_2	38.7
Полевые шпаты (альбит, микроклин)	$\text{NaAlSi}_3\text{O}_8$	21.7
Слюдистые минералы (мусковит, клинохлор, эпидот, хлорит)	$\text{Mg}_3\text{Al}_2\text{FeAlSi}_3\text{O}_{10}(\text{OH})_8$, $\text{KAl}_2\text{Si}_4\text{O}_{12}\text{H}_2$, $\text{Ca}_2\text{Al}_2\text{Fe}(\text{SiO}_4)_3\text{OH}$, $(\text{Mg,Fe})_3(\text{Si,Al})_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2 \cdot (\text{Mg,Fe})_3(\text{OH})_6$	16.1
Сульфатные минералы (барит, алунит)	BaSO_4 , $\text{KAl}_3(\text{SO}_4)_2(\text{OH})_6$	8.3
Глинистые минералы (диккит)	$\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4$	3.5
Карбонатные минералы	CaCO_3	1.4
Пирит	FeS_2	5.7
Лейкоксен	$\text{Fe}_2\text{Ti}_3\text{O}_9$	0.75
Другие рудные минералы (халькопирит – 0,02%, галенит – 0,04%, блеклая руда – 0,06%, сфалерит – 0,12)	CuFeS_2 , PbS , $\text{Cu}_{12}\text{As}_4\text{S}_{13}$	0.24
Другие		3.61
Суммарно		100

2.2.2 Попутные компоненты

Как видно из исследований вещественного состава руды месторождения Находка, фактически единственными полезными компонентами являются золото и серебро из которых только 29.5% находится в свободном состоянии.

2.3 Инженерно-геологические и горно-технические условия месторождения

2.3.1 Характеристика горно-геологических условий участка

Участок «Находка» расположен в северо-западной части Торткудукского рудного поля, на расстоянии около 5 км от месторождения Торткудук, и приурочен к зоне тектонического строения, характеризующейся сочетанием метаморфизованных эффузивных и эффузивно-осадочных толщ, интенсивно нарушенных разрывными дислокациями и гидротермальными процессами.

В горно-геологическом отношении участок сложен породами Тиесской свиты Среднего Рифея и Торткудукской серии нижнего Ордовика. Породы Тиесской свиты развиты преимущественно в северной части участка и представлены сильно метаморфизованными эффузивами средне-основного состава. Метаморфизм выражен интенсивным зеленокаменным перерождением, частичным рассланцеванием и широким развитием вторичных минералов (хлорит, эпидот, серицит), что обуславливает повышенную трещиноватость и структурную неоднородность массива. Локально отмечаются процессы окварцевания и пиритизации, связанные с гидротермальной активностью.

Контакт между Тиесской свитой и породами Торткудукской серии имеет тектонический характер и представлен надвиговым разломом с падением на север под углом 60–65°. Данный контакт сопровождается развитием зон дробления и катаклаза и представляет собой важный горно-геологический элемент, потенциально оказывающий влияние на устойчивость массива и параметры горных работ.

Торткудукская серия занимает основную часть площади участка и представлена эффузивно-осадочной толщей, включающей две структурно-фациальные подзоны. Первая подзона формирует Торткудукскую синклираль и сложена туфами, лавами и лавобрекчиями андезитового, андезито-дацитового и дацитового состава. Эти породы в целом характеризуются относительно высокими прочностными свойствами, однако интенсивная трещиноватость и вторичные изменения существенно снижают их массивную прочность.

Вторая подзона, осадочно-вулканогенная, развита преимущественно на крыльях складчатых структур и представлена алевролитами, песчаниками и конгломератами, преимущественно красноцветными. Осадочная толща сохранилась фрагментарно, в виде отдельных блоков, часто ограниченных тектоническими разломами, и местами образует линзовидные тела среди эффузивных пород. В горно-геологическом отношении данные породы отличаются пониженной устойчивостью, повышенной анизотропией свойств и чувствительностью к структурным нарушениям.

В нижних горизонтах Торткудукской серии на участке «Находка» большинством поисковых скважин вскрываются бурые (гематитизированные) андезитовые и андезито-дацитовые порфириды и их туфы. Широкое распространение получили метасоматиты кварц-серицитового состава, сформированные в результате интенсивного гидро-

термального воздействия. Данные породы являются рудовмещающими для золото-барит-полиметаллического оруденения и характеризуются сильной метаморфической переработкой, локальной баритизацией и обильной вкрапленностью пирита, что определяет значительную изменчивость их физико-механических свойств.

Метасоматические породы характеризуются реликтовой и бластопорфировой структурами и сложены преимущественно вторичными минералами. Основная масса пород представлена мелкочешуйчатыми хлорит-серицитовыми агрегатами с примесью кварца, часто загрязнёнными пелитовым материалом, зёрнами эпидота и гематитовой пылью. Осадочные породы (песчаники и алевролиты) имеют криптокристаллическую структуру, глинисто-кремнистый цемент и выраженную неоднородность, что снижает их устойчивость в массиве.

В структурном отношении участок расположен в северной части Торткудукской синклинали и расчленён системой тектонических нарушений на отдельные блоки. Часто выделяются западный и восточный блоки, различающиеся степенью нарушенности. Оруденение приурочено преимущественно к западному борту Находкинской антиклинали, который осложнён разломами северо-западного и северо-восточного простирания и характеризуется повышенной тектонической раздробленностью.

Район работ приурочен к южному крылу Жангабульского антиклинория, в строении которого выделяются четыре структурных этажа: допалеозойский, салаирский, каледонский и герцинский. Разрывные нарушения имеют широкое распространение. Основными являются две системы крупных разломов — широтная (до северо-восточной ориентировки), заложившаяся в каледонское время, и северо-западная (до меридиональной ориентировки), связанная с более поздними герцинскими тектоническими движениями. Кроме того, широко развиты многочисленные мелкие, часто оперяющие разломы различных направлений

2.3.2 Физико-механические свойства руд и пород

Определение физико-механических производилось в рамках изучения инженерно-геологических условий. Лабораторные исследования образцов горных пород были проведены в лаборатории физико-механических свойств и разрушения горных пород Научного центра геомеханики и проблем горного производства «Санкт-Петербургский горный университет Императрицы Екатерины II», определены следующие физико-механические показатели:

- предел прочности, модуль упругости и коэффициент Пуассона при одноосном сжатии в воздушно-сухом состоянии ($UCS+Y_{Pdry}$);
- предел прочности, модуль упругости и коэффициент Пуассона при одноосном сжатии в водонасыщенном состоянии ($UCS+Y_{Pwet}$);
- предел прочности при одноосном растяжении (бразильский метод) в воздушно-сухом состоянии (UTS_{dry});
- предел прочности при одноосном растяжении (бразильский метод) в водонасыщенном состоянии (UTS_{wet});
- предел прочности при трёхосном одностадийном сжатии (ТХТ); построение паспорта прочности, расчёт сцепления и угла внутреннего трения;
- предел прочности при прямом сдвиге по контактам (SOJ-трёхстадийный сдвиг);
- определение скорости упругих продольных и поперечных волн;

- определение плотности и влажности.

При проведении лабораторных испытаний руководствовались Американской международной организации по испытаниям (ASTM) и международными стандартами на испытания (ISRM).

В таблице 2.5 приведены результаты и аналитическая обработка лабораторных испытаний.

Таблица 2.5: Физико-механические свойства горных пород

Группы пород		Влажность, %	Средняя (объёмная) плотность, г/см ³	Предел прочности		Предел прочности при срезах: 30°, 35°, 45°	
				при сжатии	при растяжении	Сила сцепле- ния, С, МПа	Угол внутрен- него трения, φ град
				Рсж. МПа	Ррас. МПа		
Андезит порфир (ANDP)	от	0.05	2.43	6.44	0.00		
	до	0.14	2.79	286.41	16.67		
	<i>среднее</i>	0.10	2.70	87.98	7.42	10.97	53.13
Диорит (DIO)	от	0.07	2.67	38.76	2.46		
	до	0.13	2.80	181.04	17.36		
	<i>среднее</i>	0.10	2.71	112.64	8.81	22.72	41.55
Гидротермальная брекчия (GBR)	от	0.07	2.68	130.76	8.94		
	до	0.10	2.85	130.76	8.94		
	<i>среднее</i>	0.09	2.77	130.76	8.94	26.53	37.65
Аргиллиты (MST)	от	0.05	2.52	9.09	0.75		
	до	0.14	2.81	105.44	8.11		
	<i>среднее</i>	0.10	2.68	43.73	3.16	26.30	46.18
Кварцит (QTZ)	от	0.10	2.67	74.26	9.89		
	до	0.13	2.77	74.26	9.89		
	<i>среднее</i>	0.12	2.72	74.26	9.89	10.32	63.37
Песчаник (SST)	от	0.05	2.52	14.43	0.81		
	до	0.14	2.97	226.87	15.53		
	<i>среднее</i>	0.10	2.83	84.23	8.96	19.57	35.26
Тектоническая брекчия (TBR)	от						
	до						
	<i>среднее</i>	0.08	2.74	21.84	2.36	19.40	46.19
Туфобрекчия (TUFA)	от						
	до						
	<i>среднее</i>	0.14	2.70	105.44	8.80	13.58	36.95

продолжение Таблицы 2.5

Группы пород		Коэффициент Пуассона, ν	Модуль Юнга, Е, ГПа	Крепость по Протодяконову	
				Коэффициент крепости	Категория и степень крепости
Андезит порфир (ANDP)	от	0.13	1.73	1.68	III ^a - Крепкие
	до	0.38	89.84	19.32	
	<i>среднее</i>	0.26	43.55	7.90	
Диорит (DIO)	от	0.17	36.84	4.89	III - Крепкие
	до	0.36	70.63	13.80	
	<i>среднее</i>	0.25	54.11	9.75	
Гидротермальная брекчия (GBR)	от	0.30	64.60		III - Крепкие
	до	0.30	64.60		
	<i>среднее</i>	0.30	64.60	10.96	
Аргиллиты (MST)	от	0.08	4.52	2.04	IV ^a - Довольно крепкие
	до	0.53	90.01	9.44	
	<i>среднее</i>	0.29	40.39	5.12	
Кварцит (QTZ)	от	0.26	63.64		III ^a - Крепкие
	до	0.26	63.64		
	<i>среднее</i>	0.26	63.64	7.45	
Песчаник (SST)	от	0.00	1.06	2.67	III ^a - Крепкие
	до	0.46	90.97	16.26	
	<i>среднее</i>	0.27	60.52	7.77	
Тектоническая брекчия (TBR)	от				V -Средней крепости
	до				
	<i>среднее</i>	0.22	14.39	3.43	
Туфобрекчия (TUFA)	от				III - Крепкие
	до				
	<i>среднее</i>	0.21	37.14	9.44	

2.3.3 Оценка качества массива горных пород

Оценка качества массива горных пород выполнена с применением общепринятых международных классификационных систем RMR89 (рейтинговая оценка массивов по методу Бенявского), Q' (оценка массивов по методу Бартона) и GSI (геологической индекс прочности массива Хука). На основе данных геомеханического документирования и лабораторных испытаний определены показатели RQD (показатель нарушенности пород), характеристики трещиноватости, состояние поверхностей трещин и влияние подземных вод.

В результате классификации массивы горных пород отнесены к классам от среднего до хорошего качества, с локальными участками ухудшенного состояния в зонах тектонических нарушений. Полученные рейтинги использованы для расчёта устойчивых параметров откосов и оценки времени стояния обнажений.

Определённые рейтинги были скомбинированы для присвоения каждой литологической разности общего рейтинга состояния породного массива. В таблице 2.6 показаны рейтинги состояния породного массива для каждой литологической разности.

Таблица 2.6: Сводные рейтинги породного массива по литологическим разностям

Показатели	Rock								
	ANDP	CON	DIO	GBR	MST	QTZ	SST	TBR	TUFA
RQD%	74	34	84	79	38	97	72	78	95
Размер структурного блока, м	0,27	0,13	0,35	0,3	0,14	0,61	0,25	0,29	0,55
GSI	51	32	54	55	60	58	45	58	65
Плотность, г/см ³	2,70	2,90	2,70	2,79	2,66	2,71	2,83	2,74	2,70
mi	50	21	8	10	15,6	10	16,5	19	13
UCS	94	131	100	131	50	74	88	22	105
Сцеп. в массиве	2,5	6,2	6,6	7,1	3,1	2,8	4,7	1,5	7,2
Угол вн. тр. в массиве	45	32	38	32	36	33	33	38	37
Сцеп. по трещинам	0,38	0,35	0,53	0,35	0,42	0,29	-	-	-
Угол вн. тр. по трещинам	28	25,6	27,4	25,6	27,5	31	-	-	-

2.3.4 Геодинамическое районирование и склонность к горным ударам

Специальные исследования по геодинамическому районированию и оценке склонности пород к горным ударам не выполнялись. На основании геологического строения, физико-механических свойств пород, глубины залегания и характера проектируемых горных работ месторождение рассматривается как не склонное к проявлениям горных ударов. Для открытой разработки (карьер) геодинамические риски оцениваются как низкие. Что в целом подтверждается расположением месторождения «Находка» на мировой карте напряжений (WSM) (рис.2.1).

Мировая карта напряжений (WSM) представляет собой глобальную компиляцию информации о современном поле напряжений земной коры, которая ведётся с 2009

года в Центре Гельмгольца, Потсдам, Немецкий исследовательский центр геонаук GFZ в рамках проекта «Сейсмическая опасность и динамика риска».

Как показано на рисунке месторождение Находка находится на существенном расстоянии от возможных проявлений горных ударов.

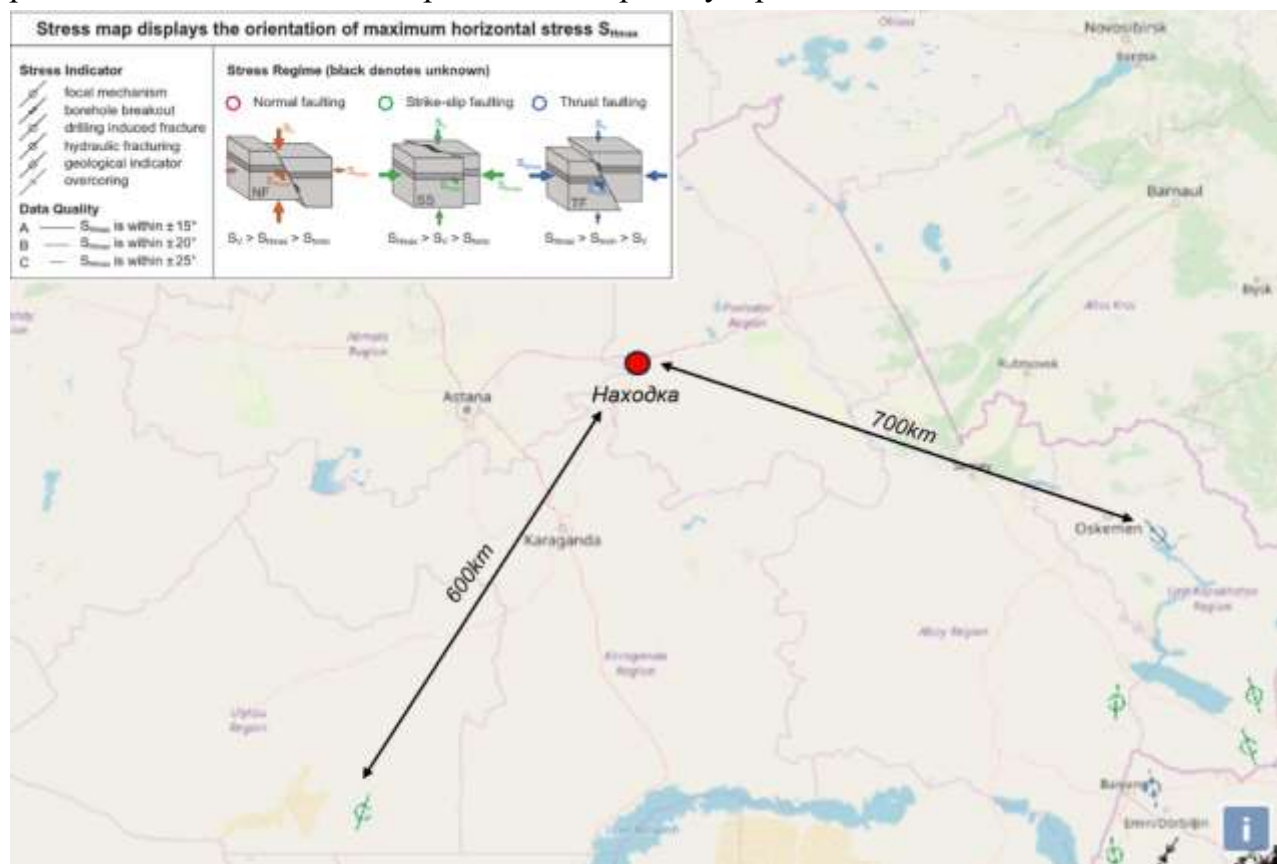


Рисунок 2.1: Данные с мировой карты напряжений (World Stress Map)

2.3.5 Определение пожароопасности руд и вмещающих пород

Специальные исследования по оценке пожароопасности и склонности к самовозгоранию руд и вмещающих пород не проводились. По литологическому составу и минералогическим характеристикам руды и вмещающие породы не относятся к пожароопасным и не проявляют склонности к самовозгоранию.

2.3.6 Оценка сложности горно-геологических и инженерно-геологических условий

В целом инженерно-геологические условия участка «Находка» оцениваются как средней сложности, с локальными неблагоприятными зонами, связанными с тектоническими нарушениями, метасоматозом и развитием осадочно-вулканогенных пород. Основными факторами, определяющими устойчивость массива, являются степень трещиноватости, ориентация структурных нарушений и литологическая неоднородность пород. Указанные особенности учтены при классификации массива горных пород и расчётах устойчивости проектируемых откосов (раздел 3.3).

2.4 Краткая гидрогеологическая характеристика месторождения

2.4.1 Гидрогеологические условия месторождения

Гидрогеологические условия месторождения определяются литологической неоднородностью, выраженной вертикальной зональностью выветрелости /трещиноватости и ролью тектонических нарушений. Для целей расчётов выделены три гидростратиграфические единицы (HSU) (таблица 2.7), при этом ключевым фактором является глубинное снижение проницаемости:

- 0–50/60 м (зона выветривания) - наиболее водопроницаемая часть разреза; по результатам изучения фильтрационных свойств получены значения коэффициента фильтрации порядка 10^{-7} м/с.
- Ниже 60 м (переходная и глубинная зоны устойчивого массива): по пакерным испытаниям (до 300 м) характерны очень низкие значения $K_f \sim 10^{-9}$ - 10^{-11} м/с, что указывает на слабодренируемый массив и отсутствие высокодебитного регионального водоносного горизонта в пределах изученных интервалов.

Локальные зоны повышенной водопроницаемости потенциально приурочены к разломам/контактным и интенсивно нарушенным зонам и требуют дальнейшей адресной параметризации.

Таблица 2.7: Выделенные гидрогеологические единицы

Геологический комплекс (RU)	Литологические особенности	Гидростратиграфическая единица (HSU)	Комментарий к выделению единицы
Торткудукская серия нижнего Ордовика	Песчаники, алевролиты, туфоконгломераты, туфы	Hydrostratigraphic Unit 1 - Tuffogenic Sedimentary Rocks, Ordovician System	Формирует отдельный водопроницающий комплекс благодаря преобладанию осадочных и туфогенных пород с повышенной проницаемостью.
Тиеская свита Среднего Рифея (Протерозой – Кембрий в разных источниках)	Порфириды, диабазы, туфы; вулканогенные разности; свежие и выветрелые базальты/андезиты	Hydrostratigraphic Unit 2 – Volcanogenic – Sedimentary Rocks (Cambrian–Proterozoic)	Выделен как отдельный трещинно-фильтрационный комплекс; литотипы соответствуют вулканогенно-осадочным породам, возраст в разных источниках варьирует.
Тиеская свита Среднего Рифея (интрузивные и метаморфизованные разности)	Граниты, гранодиориты, метаморфизованные интрузивы, плотные кристаллические породы	Hydrostratigraphic Unit 3 – Intrusive Rocks of Basic Composition, Proterozoic System	Формирует низкопроницаемый водоупорный комплекс; фильтрация контролируется трещиноватостью.

Гидрогеологические параметры, полученные для гидростратиграфических единиц, были сведены на основе данных ранее проведённых опытно-фильтрационных работ севернее участка месторождения Находка при исследованиях для месторождения Бозшаколь, а также исследований 2025 года для месторождения Находка. Данные были получены из откачек и пакерных испытаний. Обобщённые результаты оценки фильтрационных свойств приведены в таблице 2.8

Таблица 2.8: Обобщённые фильтрационные свойства гидростратиграфических единиц по глубинным зонам

HSU / Литотипы	Глубинная зона	Интервал глубин, м	Типичный диапазон Kf, m/s	Представит. geom. mean Kf, m/s	Основные источники
HSU-1 — Tuffogenic Sedimentary Rocks (Ordovician System) песчаники, алевролиты, туфогенные осадки	Зона выветривания. Интенсивно выветрелые, трещиноватые песчаники и алевролиты	0–60	$\sim 1 \times 10^{-7} - 3 \times 10^{-7}$	$\sim 1-2 \times 10^{-7}$	ATCW 2020 (packer); GHD 2010 (airlift, верх)
	Переходная зона. Снижение трещиноватости и проницаемости; переход к более устойчивому скальному массиву	60–120	$\sim 1 \times 10^{-8} - 6 \times 10^{-8}$	$\sim 2 \times 10^{-8}$	ATCW 2020; GHD 2010
	Глубокий устойчивый массив. фильтрация контролируется разломами и редкими трещинами	120–300	$\sim 1 \times 10^{-10} - 1 \times 10^{-8}$	$\sim (2-5) \times 10^{-9}$	GHD 2010; KPL 2019; WST 2025 (GT-01)
HSU-2 — Volcanogenic–Sedimentary Rocks (Cambrian–Proterozoic) андезиты, базальты, туфы, свежие и выветрелые	Зона выветривания. Сильно нарушенная, выветрелая зона базальтов	0–60	$\sim 1 \times 10^{-7} - 3 \times 10^{-7}$	$\sim 1 \times 10^{-7}$	ATCW 2020; GHD 2010 (airlift)
	Переходная зона. Снижение трещиноватости и проницаемости; переход к более устойчивому скальному массиву	60–120	$\sim 1 \times 10^{-8} - 5 \times 10^{-8}$	$\sim 2 \times 10^{-8}$	ATCW 2020; GHD 2010
	Глубокий устойчивый массив. фильтрация контролируется разломами и редкими трещинами	120–410	$\sim 1 \times 10^{-11} - 1 \times 10^{-9}$	$\sim (1-5) \times 10^{-10}$	GHD 2010; KPL 2019; WST 2025 (GT-04)
HSU-3 — Intrusive Rocks of Basic Composition (Proterozoic System) граниты, гранодиориты, метаморфизованные интрузивы	Зона выветривания. Разуплотнённые и трещиноватые интрузивы	0–60	$\sim 1 \times 10^{-7} - 1 \times 10^{-6}$ (локально до 10^{-5})	$\sim 1-3 \times 10^{-7}$	ATCW 2020; GHD 2010 (airlift, 4–28 м)
	Переходная зона. Снижение трещиноватости и проницаемости; переход к более устойчивому скальному массиву	60–120	$\sim 5 \times 10^{-9} - 1 \times 10^{-8}$	$\sim (8-10) \times 10^{-9}$	ATCW 2020; WST 2025 (GT-03)
	Глубокий устойчивый массив. фильтрация контролируется разломами и редкими трещинами	120–330	$\sim 1 \times 10^{-11} - 1 \times 10^{-8}$	$\sim 1 \times 10^{-9}$	GHD 2010; KPL 2019; WST 2025

Как и ожидалось, наблюдается тенденция к его снижению с увеличением глубины, что характерно для всех выделенных гидрогеологических единиц. Это свидетельствует о том, что степень выветрелости и трещиноватости массива оказывает более существенное влияние на его проницаемость, чем литологические различия. Подобная закономерность типична для трещинных водоносных горизонтов и должна рассматриваться как ключевой элемент гидрогеологической концептуальной модели (рис. 2.2)

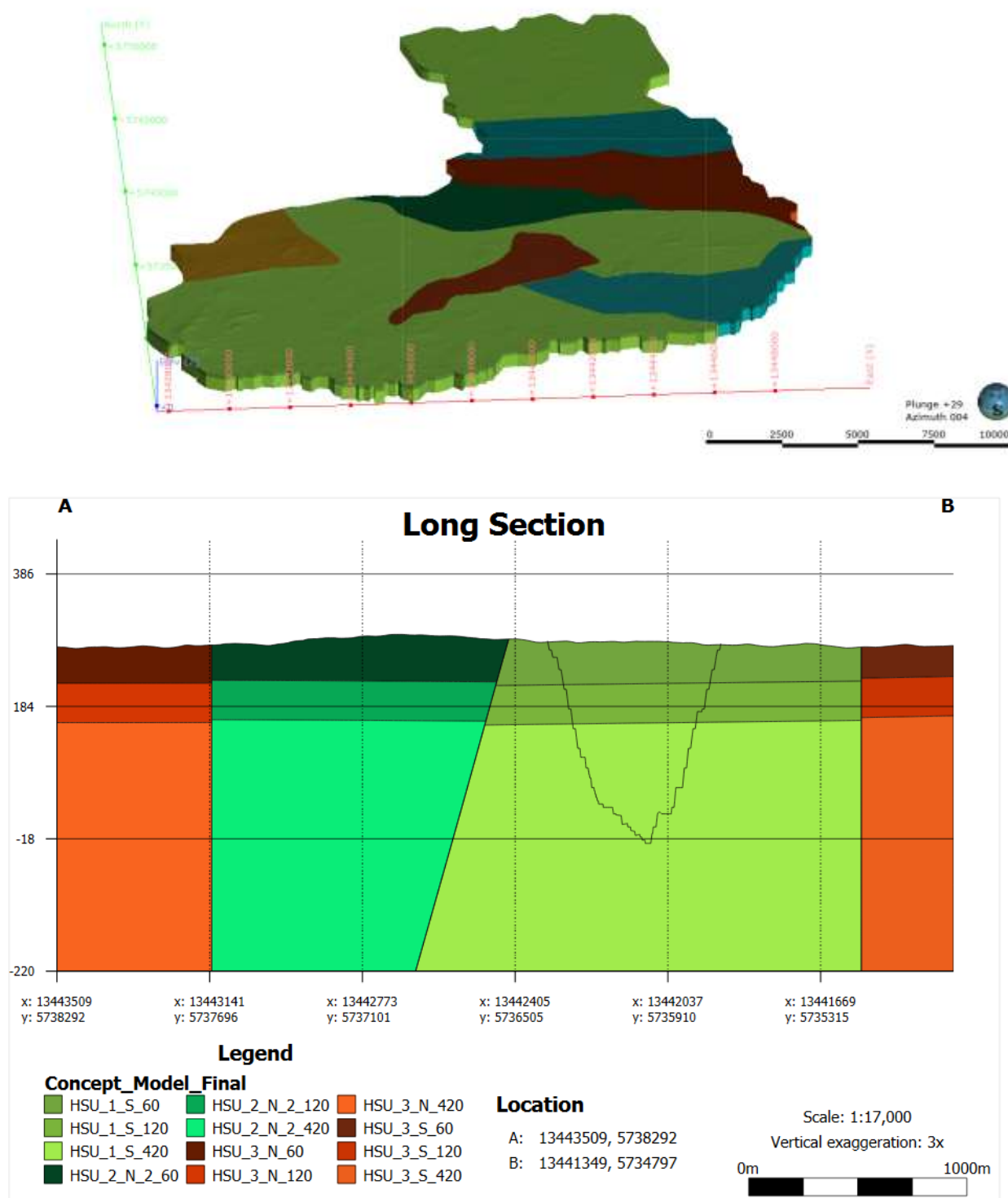


Рисунок 2.2: Геолого-гидрогеологическая концептуальная модель месторождения Находка

2.4.2 Химический состав подземных вод

В рамках исследований был выполнен отбор и химический анализ подземных вод из четырёх гидрогеологических скважин (HG-01 ÷ HG-04). Все образцы характеризуются высокой минерализацией и хлоридным типом вод, что отражает аридные климатические условия, интенсивные испарительные процессы и длительное взаимодействие воды с породой.

Ионный состав демонстрирует чёткую геохимическую эволюцию: от кальций-хлоридных вод (HG-01, HG-02) через смешанный тип Ca–Na–Cl (HG-03) к натрий-хлоридной фации (HG-04). Катионный состав контролируется соотношением Na+K и Ca, а анионный — доминированием Cl^- при переменных концентрациях SO_4^{2-} и низком содержании HCO_3^- , что указывает на низкую карбонатную буферность. в таблице 2.9 Приведены результаты химического анализа подземных вод.

Таблица 2.9: Результаты химического анализа образцов подземных вод

Параметр	Ед. изм.	HG-04, глубина 19,2 м	HG-01, глубина 21,7 м	HG-02, глубина 20,1 м	HG-03, глубина 22,8 м
Минерализация (TDS)	мг/дм ³	16610	14644	15766	12722
pH	ед. pH	6,4	6,0	5,9	6,4
Общая жёсткость	жёсткость	170	167,5	185	135
Карбонатная жёсткость	жёсткость	0,2	1,2	1,4	2,2
Fe (общ.)	мг/дм ³	0,05	<0,05	<0,05	0,05
K+Na	мг/дм ³	2993	1809	2216	2005
Ca	мг/дм ³	1653	2705	2956	2104
Mg	мг/дм ³	1063	395	456	365
Cl	мг/дм ³	9927	5939	9573	6914
SO ₄	мг/дм ³	961	3722	480	1200
HCO ₃	мг/дм ³	12	73	85	134
NO ₃	мг/дм ³	<0,3	0,6	<0,3	1,3

В целом, подземные воды характеризуются высокой солёностью, выраженным испарительным контролем и активными процессами минерало-водного взаимодействия. Полученные результаты имеют практическое значение для оценки рисков солеотложений и обоснования мероприятий по управлению рудничными водами и гидрохимическому мониторингу

2.4.3 Прогноз водопритоков в карьер

2.4.3.1 Прогноз притока подземных вод в карьер

Оценка водопритоков выполнена в «Отчёте по гидрогеологическому исследованию золоторудного месторождения Находка» [1] (далее по тексту «Отчёт по гидрогеологии»). Для предварительной оценки притока была применена аналитическая модель “Marinelli & Nicoli (2000)”. Расчёты были выполнены по годам, применительно к чашам карьера на весь срок разработки (ЛОМ) = 12 лет, с учётом изменения геометрии карьера и вскрываемых зон.

Согласно вышеуказанного отчёта, уже в первый год, в виду ускоренного развития горных работ в обводнённой зоне, приток подземных вод оценивается в 30,7 м³/ч (736 м³/сут). Со второго года: дополнительный приток резко снижается и остаётся небольшим на фоне перехода в менее трещиноватый массив. Суммарный приток стабилизируется на уровне порядка 34,7 м³/ч (832 м³/сут). Исходя из этого следует что основная

гидрогеологическая нагрузка по подземным водам формируется на ранних этапах и в верхней зоне разреза; далее приток соответствует условиям “слабопроницаемого массива”. Оценочный приток подземных вод приведён в таблице 2.10

Таблица 2.10: Оценочный приток подземных вод в карьер

Год	Отметка дна карье- ра (м н.у.м.)	Началь- ный уро- вень воды (м н.у.м.)	Коэффициент фильтра- ции, (м/с)		Радиус карьера (м)	Дополни- тельный приток за год (м³/ч)	Общий приток	
			Горизон- тальный	Вертикаль- ный			(м³/ч)	(м³/сут)
1	175	271.6	4.90E-08	1.60E-08	305	30.7	30.7	736.4
2	155	175	4.90E-08	1.60E-08	266	2.7	33.4	801.4
3	120	155	5.10E-09	1.60E-09	230	0.64	34	816.7
4	100	120	1.60E-09	1.60E-09	218	0.17	34.2	820.9
5	85	100	1.60E-09	1.60E-09	200	0.12	34.3	823.8
6	70	85	1.60E-09	1.60E-09	183	0.1	34.4	826.3
7	60	70	1.60E-09	1.60E-09	175	0.07	34.5	828
8	50	60	1.60E-09	1.60E-09	160	0.06	34.6	829.4
9	40	50	1.60E-09	1.60E-09	152	0.05	34.6	830.6
10	25	40	1.60E-09	1.60E-09	130	0.05	34.7	831.7
11	5	25	1.60E-09	1.60E-09	105	0.03	34.7	832.4
12	-30	5	1.60E-09	1.60E-09	60	0	34.7	832.4

2.4.3.2 Поверхностные водопритоки и требования к водоотливу.

Поверхностные притоки оценены сценарно для площади водосбора, прилегающего к карьеру, ~1,33 км². При типичных сезонных условиях притоки поверхностных вод могуткратно превышать подземные: пример «типичного» сценария при осадках: 5 мм/сут → водоприток в карьер может составить 166 м³/ч; при неблагоприятном кратковременном сценарии: затяжные дожди с 20 мм/сут → могут генерировать приток до 884 м³/ч.

Соответственно, суммарные притоки в карьер ориентировочно составляют 200 м³/ч в типичный период и могут достигать 918 м³/ч в пиковые кратковременные периоды. Для устойчивой работы системы водоотлива целесообразно разделять “постоянную откачку” и “буферизацию” в зумпфах.

Предварительно рекомендуется следующая схема водоотлива: Насосная станция производительностью порядка 200 м³/ч (2 основных насоса по 100 м³/ч) с подключаемой резервно-пиковой откачкой; при неблагоприятном сценарии дефицит покрывается “буферной ёмкостью зумпфа”. Для периода до 24 часов неблагоприятного пика ориентировочная буферная ёмкость оценивается на уровне ~7 000 м³.

2.4.3.3 Стратегия осушения.

С учётом структуры притоков и результатов испытаний Отчётом по гидрогеологии рекомендована комбинированная стратегия осушения:

1. внутрикарьерный водоотлив (зумпфы, водосборные каналы, насосные станции) — как базовое решение для управления постоянными и кратковременными притоками;

- адресное применение водопонижительных скважин — после уточнения зон повышенной проницаемости (разломы, контактные зоны, переходный горизонт на границе выветрелости), для упреждающего снижения уровней/поровых давлений и поддержки устойчивости откосов.

2.5 Запасы месторождения

В соответствии с Протоколом №_____ заседания Государственной комиссии по запасам полезных ископаемых от «___» _____ 202__года на Государственный учёт недр Республики Казахстан, приняты запасы по состоянию на 02.01.2026 г. в следующих количествах:

Таблица 2.11: Количество минеральных запасов поставленных на Государственный учёт

Показатели	Ед. изм.	Минеральные запасы	
		(бортное содержание Au=0,3 г/т., стоимость реализации Au = 3750 USD/oz, извлечение = 66%, потери = 4%, разубоживание = 8%)	
		Доказанные	Вероятные
месторождение Находка для открытой отработки			
тоннаж	тыс. т.	-	9 492
золото	кг.	-	8 714
серебро	т.	-	124 727
среднее содержание			
золото	г/т.	-	0.92
серебро	г/т.	-	13.14

Таблица 2.12: Количество минеральных ресурсов поставленных на Государственный учёт

Показа- тели	Ед. изм.	Минеральные ресурсы			
		(бортное содержание Au=0,3 г/т., стоимость реализации Au = 3750 USD/oz)			
		Измеренные	Выявленные	Предполагаемые	
				Всего	в т.ч. в карьере
месторождение Находка для открытой отработки, всего					
Тоннаж	тыс. т	-	755.0	2 138.9	673.1
золото	кг.	-	529.8	529.8	706.9
серебро	т.	-	8 916.9	8 916.9	11 555.1
среднее содержание					
золото	г/т.	-	0.70	0.95	1.05
серебро	г/т.	-	11.81	13.70	17.17

Учитывая, что Минеральные запасы, принятые на Государственный учёт и являющиеся основой для составления Плана горных работ месторождения Находка, оценены в соответствии с кодексом KAZRC, в дальнейшем учитываются следующие моменты:

- При составлении Плана горных работ учитываются только Минеральные запасы.
- В связи с тем, что при оценке Минеральных запасов в отчёте «Оценки Минеральных ресурсов и запасов месторождения Находка, в соответствии с кодексом KAZRC, по состоянию на 02.01.2026 г» (далее по тексту «Отчёт KAZRC

на 02.01.2026 г.»), при пересчёте ресурсов в запасы учитываются потери и разубоживание, данные о планируемых потерях и разубоживании в соответствующих разделах Плана горных работ приведены информативно.

3 ГОРНАЯ ЧАСТЬ

3.1 Способ разработки месторождения

При выборе способа разработки месторождения учитывались следующие факторы:

- рельеф местности;
- глубина залегания рудных тел от земной поверхности;
- мощность и условия залегания рудных тел.

В связи с залеганием рудных тел вблизи поверхности имеются благоприятные условия для открытой разработки, посредством применения транспортной системы и внешнего отвалообразования.

3.1.1 Определение глубины разработки

Границы открытых горных работ принимаются на основании наиболее эффективного варианта из серии вложенных оптимизационных оболочек, полученных в результате оптимизации, выполненной в ПО MICROMINE, по алгоритму Лерча-Гроссмана. Оптимизация проводилась на основании минеральных ресурсов категории Выявленные выделенных из ресурсной блочной модели с помощью соответствующих фильтров.

Параметры, при которых производилась оптимизация, приведены в таблице 3.1

Таблица 3.1: Принятые параметры оптимизации.

Показатели		Ед. изм.	Величина
Плотность по умолчанию	Минеральных ресурсов	т/м ³	2.80
	Вскрышных пород	т/м ³	2.78
Показатели добычи			
Показатели потерь и разубоживания	Потери	%	4
	Разубоживание	%	8
Углы откоса борта карьера		градус	38
Показатели переработки			
Товарная продукция			Доре
Показатели сквозного извлечения	Золото	%	66%
	Серебро	%	62%
Экономические показатели			
Стоимость реализации металла	Золото	\$/тр. унц.	3 563
		\$/г	114.54
	Серебро	\$/тр. унц.	52.3
		\$/г	1.68
Затраты на добычу минеральных ресурсов		\$/т	1.43
Затраты на выемку вскрыши		\$/м ³	4.00
Затраты на переработку минеральных ресурсов		\$/т	10.69
Затраты на административные и общехозяйственные расходы		\$/т	2.5

Для получения серии вложенных оболочек использовался фактор корректировки дохода (ФКД) с коэффициентами от 0.5 до 1.2 с шагом 0.1

Выбора оптимальной оболочки произведён на основании двух факторов:

- условная прибыль отработки запасов в каждой оболочке
- сравнение граничного коэффициента вскрыши с контурным коэффициентом вскрыши (в прирезке)

Расчёт условной прибыли произведён по формуле:

$$Pr_{\text{услов}}^{\text{сумм}} = D_{\text{извл.}}^{\text{сумм}} - Z_{\text{произв.}}^{\text{сумм}}, \text{ тыс. \$}. \quad (3.1)$$

где:

$D_{\text{извл.}}^{\text{сумм}}$ – суммарный доход от реализации металлов в руде в каждом варианте оболочки, тыс. \$;

$Z_{\text{произв.}}^{\text{сумм}}$ – суммарные производственные затраты на добычу и переработку запасов руды, тыс. \$.

Суммарный доход определяется по формуле:

$$D_{\text{извл.}}^{\text{сумм}} = Au_{\text{кг}}^{\text{извл.}} * Из_{\text{обога. Au}}^{\text{сквоз}} * Pr_{\text{Au}}^{\text{реал}} + Ag_{\text{кг}}^{\text{извл.}} * Из_{\text{обога. Ag}}^{\text{сквоз}} * Pr_{\text{Ag}}^{\text{реал}} \quad (3.2)$$

где:

$Au_{\text{кг}}^{\text{извл.}}$, $Ag_{\text{кг}}^{\text{извл.}}$ – количество металла в добываемой руде, кг;

$Из_{\text{обога. Au}}^{\text{сквоз}}$, $Из_{\text{обога. Ag}}^{\text{сквоз}}$ – сквозное извлечение металла в готовую продукцию при переработке, %;

$Pr_{\text{Au}}^{\text{реал}}$, $Pr_{\text{Ag}}^{\text{реал}}$ – оплачиваемая стоимость металла в готовой продукции, \$/г.

Суммарные затраты на добычу и переработку определяются по формуле:

$$Z_{\text{произв.}}^{\text{сумм}} = Q_{\text{руда}}^{i-shell} * Z_{\text{т}}^{\text{добыча}} + V_{\text{вскрыша}}^{i-shell} * Z_{\text{м}^3}^{\text{вскр.}} + Q_{\text{руда}}^{i-shell} * Z_{\text{т}}^{\text{перераб.}} + Q_{\text{руда}}^{i-shell} * Z_{\text{т}}^{\text{АУП}} \quad (3.3)$$

где:

$Q_{\text{руда}}^{i-shell}$ – количество руды в оптимизационной оболочке, тыс. т;

$V_{\text{вскрыша}}^{i-shell}$ – количество вскрышных пород в оптимизационной оболочке, тыс. м³;

$Z_{\text{т}}^{\text{добыча}}$ – затраты на добычу 1 тонны руды, \$/т;

$Z_{\text{м}^3}^{\text{вскр.}}$ – затраты на выемку 1 м³ вскрышных пород, \$/м³;

$Z_{\text{т}}^{\text{перераб.}}$ – затраты на переработку (обогащение) 1 тонны руды, \$/т;

$Z_{\text{т}}^{\text{АУП}}$ – административные и общехозяйственные расходы, \$/т.

Сравнение граничного коэффициента вскрыши произведён по формуле:

$$k_{\text{вскр}}^{\text{контур}} \leq k_{\text{вскр}}^{\text{гран}} \quad (3.4)$$

где:

$k_{\text{вскр}}^{\text{контур}}$ – контурный коэффициент вскрыши, м³/т (т/т). Определяется по формуле:

$$k_{\text{вскр}}^{\text{контур}} = \frac{V_{\text{вскр}}^{\text{прирост}} (Q_{\text{вскр}}^{\text{прирост}})}{Q_{\text{руда}}^{\text{прирост}}} \quad (3.5)$$

Где:

$V_{\text{вскр}}^{\text{прирост}} (Q_{\text{вскр}}^{\text{прирост}})$ – объём (количество) вскрышных пород в приросте между оболочками, м³ (т);

$Q_{\text{руда}}^{\text{прирост}}$ – количество руды в приросте между оболочками, т.

$k_{\text{вскр}}^{\text{гран}}$ – граничный коэффициент вскрыши м³/т (т/т), определяется по формуле:

$$k_{\text{вскр}}^{\text{гран}} = \frac{D_{\text{извл.}}^{1 \text{ т руд.}} - Z_{\text{сумм}}^{1 \text{ т руд.}}}{Z_{\text{м}^3}^{\text{вскр}}} \quad (3.6)$$

Где:

$D_{\text{извл.}}^{1 \text{ т руд.}}$ – доход (извлекаемая ценность) с 1 тонны руды, \$;

$ZT_{\text{сумм}}^{1 \text{ т руд.}}$ – сумма расходов на добычу и переработку 1 т руды, а также АУП, расходов на продажу и НДС, \$;

$ZT_{\text{м}^3}^{\text{вскр}}$ – затраты на выемку 1 м³ вскрышных пород, \$.

Результаты расчёта граничного коэффициента вскрыши приведены в таблице 3.2.

Таблица 3.2: Расчёт граничного коэффициента вскрыши.

Показатели		Ед. изм.	Величина
Минеральные запасы		т	1.00
Содержание металлов в минеральных запасах	Au	г/т	0.92
	Ag	г/т	13.14
Количество металла в минеральных запасах	Au	г	0.92
	Ag	г	13.14
Данные по извлечению			
Коэффициент извлечения при обогащении	Au	%	0.66
	Ag	%	0.62
Извлечение металла в сплав Доре	Au	г	0.61
	Ag	г	8.15
Экономические данные			
Себестоимость добычи руды открытым способом		\$/т	1.430
Себестоимость вскрыши		\$/т	1.440
		\$/м³	4.00
Затраты на транспортировку руды до ОФ		\$/т	
Затраты на переработку руды		\$/т	10.69
Затраты на АУП		\$/т	2.50
ставка НДСПИ	Au	%	7.5%
	Ag	%	7.5%
НДСПИ с 1 тонны извлекаемых запасов	Au	\$	8.30
	Ag	\$	1.74
Оплачиваемое содержание	Au	%	95.0
	Ag	%	95.0
Цена реализации металла	Au	\$/г	114.5
	Ag	\$/г	1.68
Извлекаемая ценность	Au	\$	69.40
	Ag	\$	13.69
	Итого	\$	83.08
Граничный коэффициент вскрыши по извлекаемой ценности		т/т	40.6
		м³/т	14.6

Результаты расчёта условной прибыли и сравнение между вариантами оболочек приведены в Приложении 2. На рисунке 3.1 приведена динамика прироста запасов руды, объёмов вскрыши и условной прибыли по вариантам оболочек.

Как видно из графика, относительно заметный прирост условной прибыли происходит до варианта оболочки по ФКД-0.9. Прирост количества руды происходит до варианта оболочки по ФКД-1.0. Исходя из необходимости максимального извлечения руды, основанием для построения инженерного карьера принята оболочка по варианту ФКД 1.0.

Конечный контур карьера построен исходя из допустимо минимальных размеров дна карьера, которое позволит оптимальное размещение выемочно-погрузочного оборудования, и осуществлять безопасное производство горных работ и принятых схемы вскрытия и параметров системы разработки.

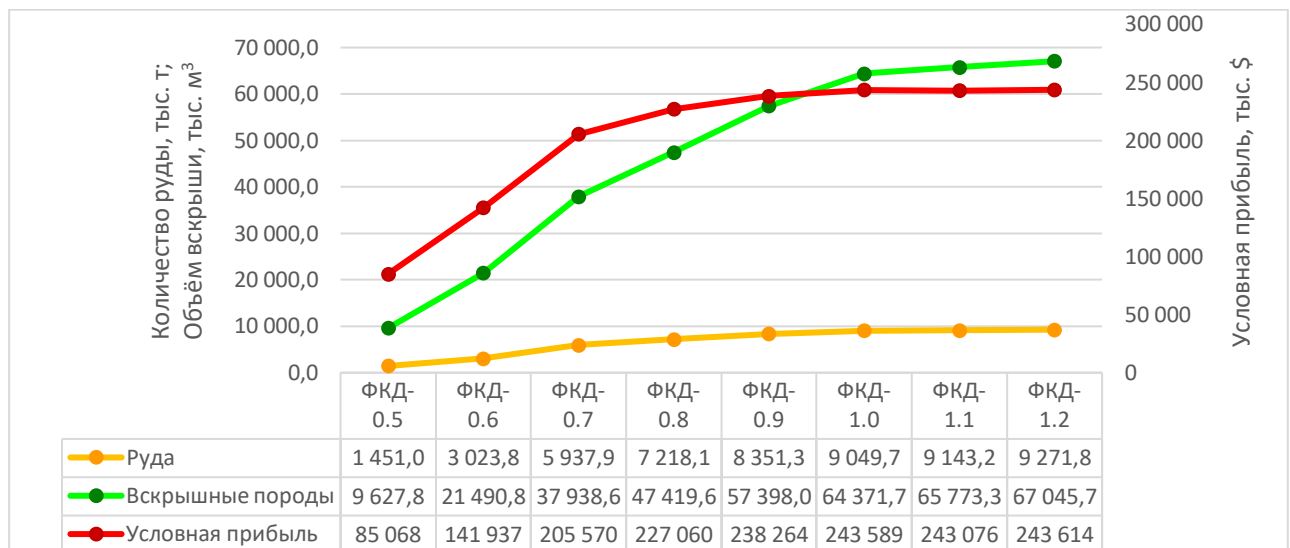


Рисунок 3.1: График изменения основных параметров по вариантам ФКД.

3.2 Схема вскрытия карьерного поля месторождения

К работам по вскрытию карьерного поля относятся работы по обеспечению транспортного доступа к рудному телу и подготовке запасов к отработке, в объеме (количестве) достаточном для обеспечения бесперебойной добычи руды.

Учитывая характер пространственного распределения запасов руд в контурах карьера, а также принимаемую структуру комплексной механизации, проектом принимается вскрытие карьерного поля системой внутренних скользящих съездов в пределах рабочей зоны карьера.

Запроектированная схема вскрытия предусматривает возможность рассредоточения общего грузопотока на рудо- и породопотоки, что обеспечивает гибкость системы в целом и надёжность транспортировки горной массы. Местоположение устьев системы капитальных съездов выбиралось с учётом расположения на поверхности фабрики по переработки руды, рудных складов и отвалов пород

Исходя из морфологии рудного тела, для обеспечения количества вскрытых запасов достаточного для бесперебойной добычи руды, необходимо вскрыть карьер до глубины 100 м (отметка +190 м н.у.м). План карьера на момент вскрытия приведён на рисунке 3.2. Объём горно-капитальных работ составит ~13.3 млн. м³ (таблица 3.3).

Вскрытие каждого нового горизонта осуществляется скользящими съездами, путём создания временного тупикового съезда (заезда) в месте, удобном для беспрепятственной отработки запасов горизонта и подготовки площадки для вскрытия нового нижележащего горизонта. Уклон временных съездов – 100÷120‰.

По мере развития рабочей зоны скользящие съезды перемещаются с рабочим бортом карьера и при достижении проектного контура устанавливаются в стационарное положение формируя стационарную трассу.

Параметры автосъездов и транспортных берм приняты в соответствии со СНиП 2.05.07-91 «Промышленный транспорт» (далее по тексту «СНиП Промтранспорт»). Исходя из планируемого к применению транспорта (полноприводные шарнирно-сочленённые автосамосвалы) уклон съездов стационарной трассы принят 100‰. Ширина автодорог принята исходя из пространственного расположения автодорог, объёма перевозок и габаритов принятого оборудования.



Рисунок 3.2. План карьера на момент вскрытия.

Таблица 3.3: Объёмы горно-капитальных работ погоризонтно

Горизонт	Величина	
	тыс. м ³	тыс. т
гор. 280 м	1 311	3 645
гор. 270 м	3 116	8 663
гор. 260 м	2 650	7 368
гор. 250 м	2 314	6 433
гор. 240 м	1 995	5 545
гор. 230 м	1 490	4 141
гор. 220 м	1 097	3 049
гор. 210 м	713	1 983
гор. 200 м	407	1 130
гор. 190 м	171	474
Итого	15 264	42 433

Согласно СНиП Промтранспорт, исходя из объёмов перевозки, дороги на объекте относятся к III и IV категориям:

- технологические автодороги в карьере и между основными объектами (отвалы, склады, промплощадка и т.д.) – III-к;
- служебные дороги – IV-к;
- автодорога «участок – республиканская трасса» (приводится справочно, на проектные решения, включая построение карьера, не влияет) - III-а.

Параметры расчёт ширины автодорог и транспортных берм в карьере приведён в таблице 3.4. Расчёт длины технологических автодорог приведён в таблице 3.5

Таблица 3.4: Расчёт ширины транспортных берм (автодорог)

Показатели	Ед. изм.	Категории дорог				
		III-к		IV-к		III-а
Количество полос	шт.	2	1	2	1	2
Ширина призмы возможного обрушения*	м	3	3	3	3	
Ширина проезжей части	м	8	4.5	7	4.5	8.5
Суммарная ширина обочин	м	6	3.5	4	3.5	5
Ширина водоотводной канавы	м	1	1	1	1	1
Ширина пешеходной зоны*	м	2		2		1
Ширина транспортной бермы* (автодороги)	м	20	12	17	12	15.5

Таблица 3.5: Параметры элементов трассы системы внутренних съездов.

№ п/п	Участок трассы	Параметры элементов трассы				
		отметка, м		Уклон, ‰	Коэффициент удлинения	длина, м
		начала	конца			
1	Съезд в карьере	-25	283	100	1.25	3900
2	Дорога до отвала	283	283	1	1	230
	Заезд на отвал	283	370	100	1.33	1200
	Дорога на отвале	370	370	0	1	250
3	Дорога до рудного склада	282	284	0	1	550
	Заезд на рудный склад	284	284	0	1	0
	Дорога на рудном складе	292	292	0	1	100

Как видно из расчётов требуемая ширина автодорог для основных типов дорог отличается незначительно, исходя из этого принимаются следующие параметры:

- ширина транспортных берм в карьере и технологических автодорог на поверхности:
 - с двухполосным движением – 20 м;
 - с однополосным движением – 12 м;
- ширина служебных дорог и автодороги до республиканской трассы – 16 м

3.3 Система разработки и структура комплексной механизации

3.3.1 Обоснование системы разработки

Система разработки определяется такими параметрами как условия залегания рудного тела, схема вскрытия, рельеф местности, местоположения отвалов и условий транспортировки горной массы.

По условиям залегания, зона минерализации относится к линзообразным телам, имеющим крутое падение и небольшое простирание. Исходя из этого для отработки данных тел наиболее эффективна *углубочная система отработки*. Углубочные системы разработки чаще всего характеризуются постоянным развитием рабочей зоны и отсутствием достаточных площадей для размещения внутренних отвалов пустых пород. Исходя из этого принимается *внешнее отвалообразование*. Исходя из размеров месторождения наиболее эффективно применение *автомобильного транспорта для перевозки горной массы*.

Исходя из этих условий принимается углубочная система разработки с внешним бульдозерным отвалообразованием и транспортировкой горной массы автомобильным транспортом (система разработки группы Б-5 по классификации проф. Е.Ф. Шешко).

3.3.2 Параметры элементов системы разработки

Выбор параметров элементов систем разработки определялся масштабами предстоящих работ по вскрышным породам и полезному ископаемому, их прочностными характеристиками, требующими буровзрывного способа рыхления.

На карьерах производство горных работ предусматривается вести с применением горнотранспортного оборудования цикличного действия:

- на выемочно-погрузочных работах во вскрышных и добычных забоях – гидравлические экскаваторы фирмы SANY SY750H;
- на транспортировке горной массы к местам разгрузки – автосамосвалы Bell B50E грузоподъемностью 50 т;
- отвалообразование и планировка поверхности уступов – бульдозер Четра Т25 с отвалом шириной 4.27 м и объемом призмы волочения 11.9 м³.

3.3.2.1 Элементы системы разработки рабочего борта карьера

К основным элементам системы разработки для рабочего борта карьера относятся:

- высота уступа;
- угол откоса уступа;
- ширина рабочей площадки;
- ширина транспортной бермы;
- угол откоса рабочего борта
- длина экскаваторного блока

Высота уступа. Определяется исходя из горнотехнических условий и параметров принятого оборудования.

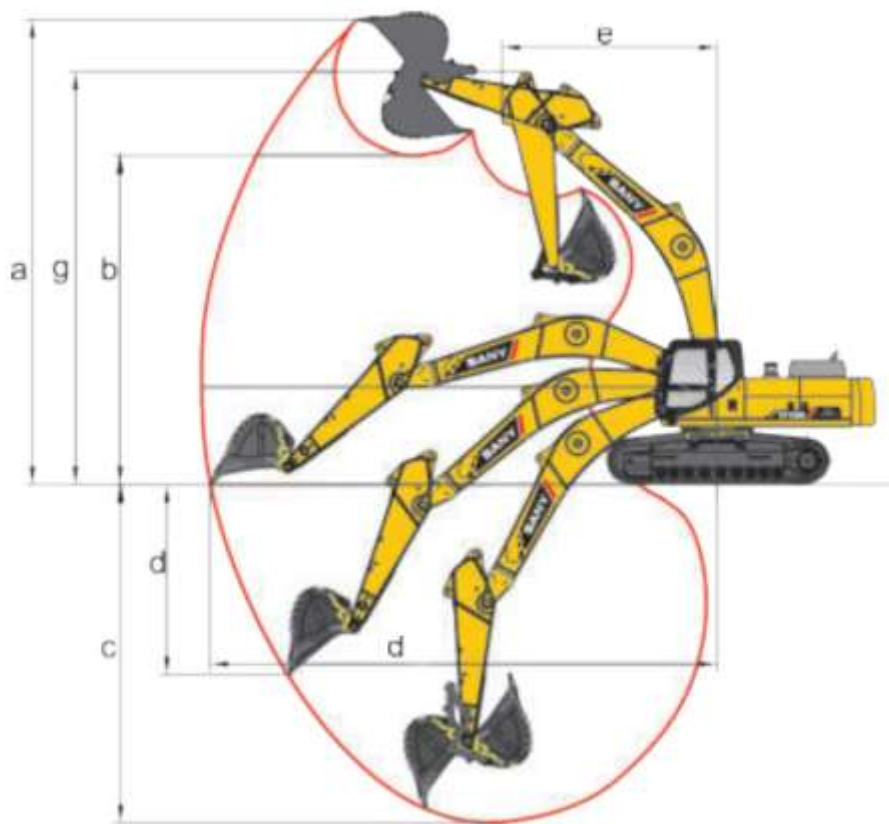
Учитывая, что породы слагающие месторождения преимущественно относятся к скальным и будут отрабатываться с предварительным рыхлением буровзрывным способом, высота уступа определяется из соотношения:

$$H_y^{\text{раб}} \leq 1.5 * H(D)_{\text{экс}}^{\text{макс.}}, \text{ м} \quad (3.10)$$

Где:

$H(D)_{\text{экс}}^{\text{макс.}}$ – максимальная высота (глубина) черпания экскаватора, м.

В качестве основной выемочной единицы принимается гидравлический экскаватор SANY SY750H типа обратная лопата с объёмом ковша 4.6 м³. Согласно техническим характеристикам данного экскаватора (рис. 3.3) максимальная глубина копания составляет ~7 м.



Рабочие зоны	
A. Максимальная высота копания	11200 мм.
B. Максимальная высота выгрузки	7250 мм.
C. Максимальная глубина копания	7620 мм.
D. Максимальный радиус копания	12050 мм.
E. Минимальный радиус поворота	5520 мм.

Рисунок 3.3. Технические характеристики экскаватора

Исходя из этого, высота уступа принимается равной 10 м.

Рудная зона будет обрабатываться двумя подступами высотой 5 м. На выходе из рудной зоны, в зависимости от конкретной горнотехнической ситуации, подступы или будут сдвигаться и далее обрабатываться единым уступом высотой 10 м или вскрышные породы так же будут обрабатываться 5-метровыми подступами.

Угол откоса уступа. Углы откосов уступов принимаются в зависимости от высоты уступа и физико-механических свойств пород, слагающих уступ. Принятый угол откоса должен обеспечивать устойчивость уступа в процессе отработки. В нашем случае угол рабочего откоса уступа принимается по таблице 6 «Методических рекомендаций по технологическому проектированию горнодобывающих предприятий с открытым способом разработки, Астана 2013 г.» (МР по проектированию ОГР) [2]

Рабочие уступы

- по зоне выветривания – 65-70°;
- по первичной зоне – 75-80°.

Ширина рабочей площадки. Ширина рабочей площадки при принятой проектом транспортной системе разработки определяется по формуле:

$$Ш_{р.п..} = B_{разв.} + C_1 + Ш_{п.ч.}^{n пол.} + П_{доп} + b_{без}, м \quad (3.11)$$

$B_{разв.}$ – ширина развала взорванной горной массы, м.

C_1 – расстояние от нижней бровки развала до автодороги (проезжей части), м

$Ш_{п.ч.}^{n пол.}$ – ширина проезжей части (определяется согласно СНиП 2.05.07-91* Промышленный транспорт (далее по тексту СНиП Промтранспорт), м;

$П_{доп}$ – ширина полосы для размещения дополнительного оборудования, м;

$b_{без}$ – ширина призмы безопасности, м

Ширина развала горной массы определяется по формуле, приведённой в Кратком справочнике по открытым горным работам Мельникова Н.В.

$$B_{разв.} = 1.41 * H_y * \sqrt{\frac{k_p * \eta^I * (1 - \eta^{II}) * \sin(\alpha_{у.р.}^{ск.} - \beta_{развал})}{\sin \alpha_{у.р.}^{ск.} * \sin \beta_{развал}}}, м \quad (3.12)$$

Где:

H_y – высота рабочего уступа, м;

k_p – коэффициент разрыхления горной массы;

η^I – Отношения расстояния по подошве от кромки уступа до первого ряда скважин к высоте уступа;

η^{II} – Отношение расстояния между рядами скважин к линии наибольшего сопротивления

$\alpha_{у.р.}^{ск.}$ – угол откоса рабочего уступа в скальных породах, градусы;

$\beta_{развал}$ – угол откоса развала горной массы, градусы

Ширина призмы безопасности определяется по формуле:

$$b_{без} = H_y * (ctg \alpha_{у.уст.}^{ск.} - ctg \alpha_{у.р.}^{ск.}), м \quad (3.13)$$

Где:

$\alpha_{у.уст.}^{ск.}$ – угол устойчивого откоса уступа с учётом дополнительной нагрузки, градус;

Принятые параметры и расчёт величины ширины рабочей площадки приведены в таблице 3.6.

Угол откоса рабочего борта. Угол откоса рабочего борта с указанными размерами рабочих площадок составляет 12-15°.

Длина экскаваторных блоков. Длина экскаваторных блоков принимается равной длине активного фронта работ и составляет 500-750 м.

Таблица 3.6: Результаты расчётов ширины рабочей площадки при различных условиях

Показатели			Ед. изм.	Величина			
				При 10 уступ		При 5 уступ	
				Обычная	Миним.	Обычная	Миним.
Высота уступа	Рабочего		м	10	10	5	5
	Нерабочего		м	30	30	30	30
Угол откоса уступа	Рабочего	Зона выветривания	град.	65	65	65	65
		Скальные	град.	75	75	75	75
	Нерабочего	Зона выветривания	град.	60	60	60	60
		Скальные	град.	65	65	65	65
Ширина экскаваторной заходки			м	15.9	15.9	10	10
Ширина хода экскаватора			м	4.2	4.2	4.2	4.2
Угол устойчивого откоса с учётом дополнительной нагрузки			град.	60	60	60	60
Ширина развала горной массы			м	19	19	10	10
Коэффициент разрыхления горной массы			б.р.	1.5	1.5	1.5	1.5
Отношение расстояния по подошве до первого ряда скважин к высоте уступа			б.р.	0.55	0.55	0.60	0.60
Отношение расстояния между рядами скважин к ЛНС			б.р.	0.96	0.96	1.07	1.07
Угол откоса уступа			град.	75	75	75	75
Угол откоса развала			град.	36	36	36	36
Расстояние от нижней бровки развала до автодороги			м	2		2	
Ширина проезжей части	При однополосной автодороге		м	5.5	0	5.5	0
	При двухполосной автодороге		м	11.5	0	11.5	0
Ширина полосы для размещения дополнительного оборудования			м	5	0	5	0
Расстояние между полосой для дополнительного оборудования и бермой безопасности			м	0	0	0	0
Ширина призмы обрушения			м	3.0	3.0	1.5	1.5
Ширина рабочей площадки			м	40.5	22.0	30.0	16.5

3.3.2.2 Элементы системы разработки нерабочего борта карьера

Элементы системы разработки для не рабочего борта практически идентичны элементам системы разработки для рабочего борта. Основные изменения касаются исключения длины экскаваторного блока и добавления ширины предохранительной бермы.

Параметры нерабочего борта карьера принимаются исходя из условий обеспечения устойчивости борта в течении длительного периода.

Оценка устойчивости бортов карьера месторождения «Находка»

Оценка устойчивости массива и рекомендуемые параметры борта карьера приведены в Отчёте «Этап 3 – Результаты геотехнических исследований, расчётов и моделирование» (далее по тексту «Отчёт геотехнического моделирования»).

Классификация массива горных пород

Классификация массива горных пород проводилась по литологическим разностям, выделенным при геотехническом документировании керна, по системе рейтинговой оценки массивов горных пород Бенявского (1989 г.) (RMR89). Также классификация массива производилась на основании геологического индекса прочности массива Хука (geological strength index (GSI)).

- RMR89 рассчитывается на основании оценки следующих показателей:
- Прочность ненарушенных пород
- Показатель нарушенности пород (RQD)
- Расстояние между трещинами
- Состояние трещин
- Подземные воды
- Ориентация трещин

Значение GSI определяется визуальной оценкой структуры массива (размеры и формы блоков) и состояния поверхности трещин (степень выветрелости, наличие заполнителей и шероховатость). В классическом подходе используется номограмма Hoek & Marinos, где индекс варьируется от 10 (разрушенные породы) до 100 (монокристаллические породы).

Основные параметры, влияющие на GSI:

- Структурное состояние массива: степень дробления, размеры блоков, их взаимосвязь.
- Качество поверхностей трещин: степень выветрелости, заполнители, шероховатость

Определённые рейтинги были скомбинированы для присвоения каждой литологической разности общего рейтинга состояния породного массива. В таблице 3.7 показаны рейтинги состояния породного массива для каждой литологической разности.

В целом месторождение характеризуется девятью структурными доменами с существенной вариабельностью прочностных свойств. На диаграмме (рис. 3.3) представлены сводные свойства массива пород по доменам. в таблице 3.8 приведены основные физико-механические свойства, влияющие на устойчивость массива.

Таблица 3.7: Рейтинги породного массива по литологическим разностям.

Rock	Расшифровка	Q prime	GSI	RMR (на основе GSI)	RMR (на основе Q)
ANDP	Андезит- порфир	20	54	59	61
DIO	Диорит	22	54	59	62
GBR	Гидротермальная брекчия	20	56	61	66
MST	Аргиллит	19	47	52	59
QTZ	Кварц	40	59	64	74
SST	Песчаник	7	50	55	57
TBR	Тектоническая брекчия	38	59	64	72
TUFA	Туфобрекчия	11	65	70	65

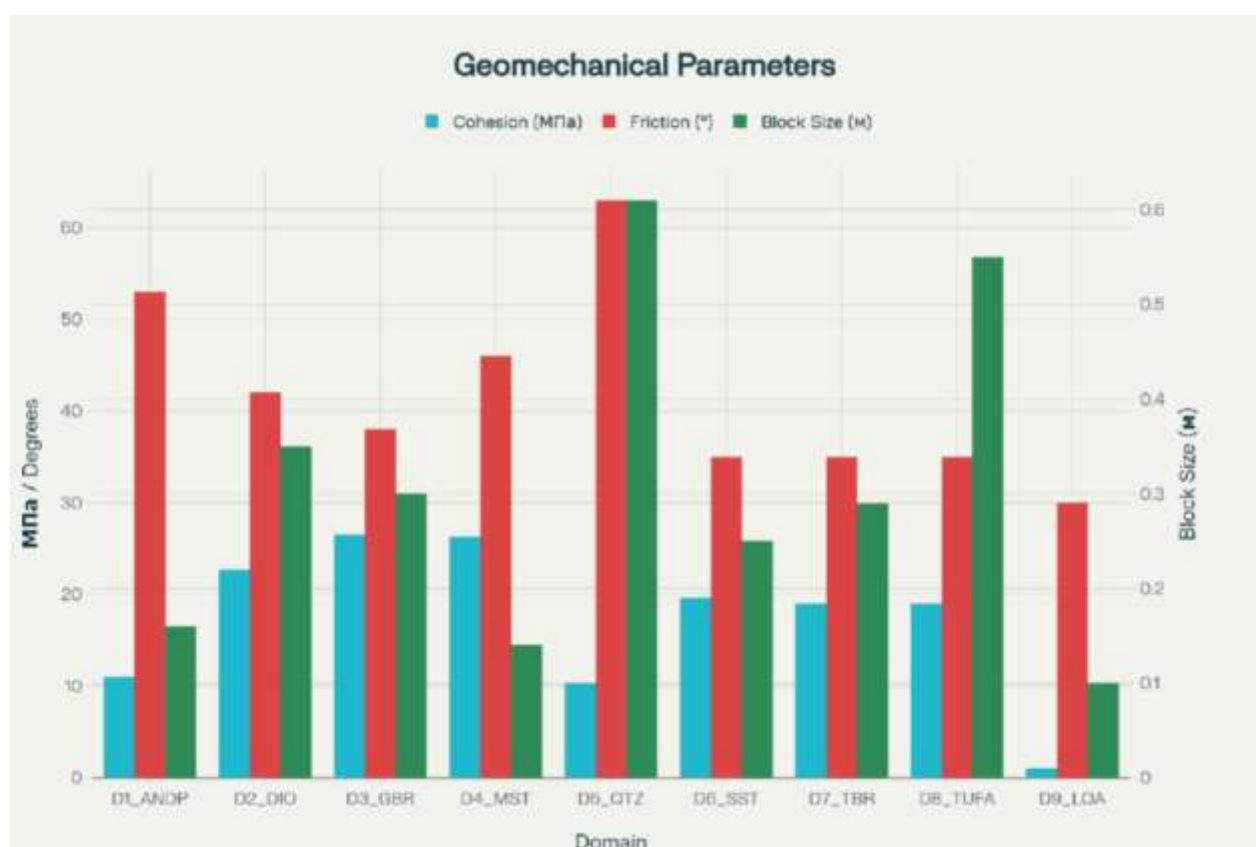


Рисунок 3.3: Сводная диаграмма свойств массива горных пород

Таблица 3.8: Физико-механические свойства породного массива.

Домен/Код породы	Сцепление, МПа	Угол внутреннего трения, град	Объёмный вес, т/м ³	Коэффициент размягчения
D1_ANDP	11.0	53	2.70	0.80
D2_DIO	22.7	42	2.70	0.80
D3_GBR	26.5	38	2.79	0.80
D4_MST	26.3	46	2.66	0.83
D5_QTZ	10.3	63	2.71	0.80
D6_SST	19.6	35	2.83	0.87
D7_TBR	19.0	35	2.74	0.80
D8_TUFA	19.0	35	2.70	0.80
D9_LOA	1.0	30	2.70	0.60

Анализ устойчивости уступов

Кинематический анализ устойчивости откосов уступов карьера и расчёт ширины берм безопасности производился в программном обеспечении Digger Slope. Данное ПО обладает ключевым преимуществом перед сопоставимыми системами в виде возможности одновременно обрабатывать множественные структурные домены и интервалы азимутов наклона уступов.

Анализ устойчивости выполнен для трех вариантов высоты уступа: 10, 20 и 30 метров. В зависимости от сочетания направлений уступа и систем трещин в домене для каждого диапазона направлений уступов определены оптимальные параметры.

При расчётах устойчивыми принимались уступы, для которых одновременное выполняются два условия: коэффициент запаса устойчивости выше 1.1 и вероятность обрушения ниже 30%.

Расчёт устойчивости откосов проводился в границах доменов по сетке с шагом по азимуту падения откосов в 10 градусов и углу падения в 5 градусов. Для каждого узла сетки определялись следующие величины:

- BFA – Максимальный устойчивый угол откоса уступа, град.
- IRA – Угол между съездами или геотехническими бермами, град. (генеральный угол)
- BSA – Угол откоса стека (для группы из трёх уступов общей высотой 90 м), град.
- Vol/m – Средний объём вывалов на метр простирания борта, м²
- BW – Минимальная ширина бермы, м
- Sector – Сектор (участок борта карьера с одинаковым расчётным BFA)
- From – Начальный азимут падения откоса уступа в секторе, град.
- To – Конечный азимут падения откоса уступа в секторе, град.
- BH - Высота уступа (Bench height)

Принятые в расчётах параметров уступов обозначения пояснены на рисунке 3.4.

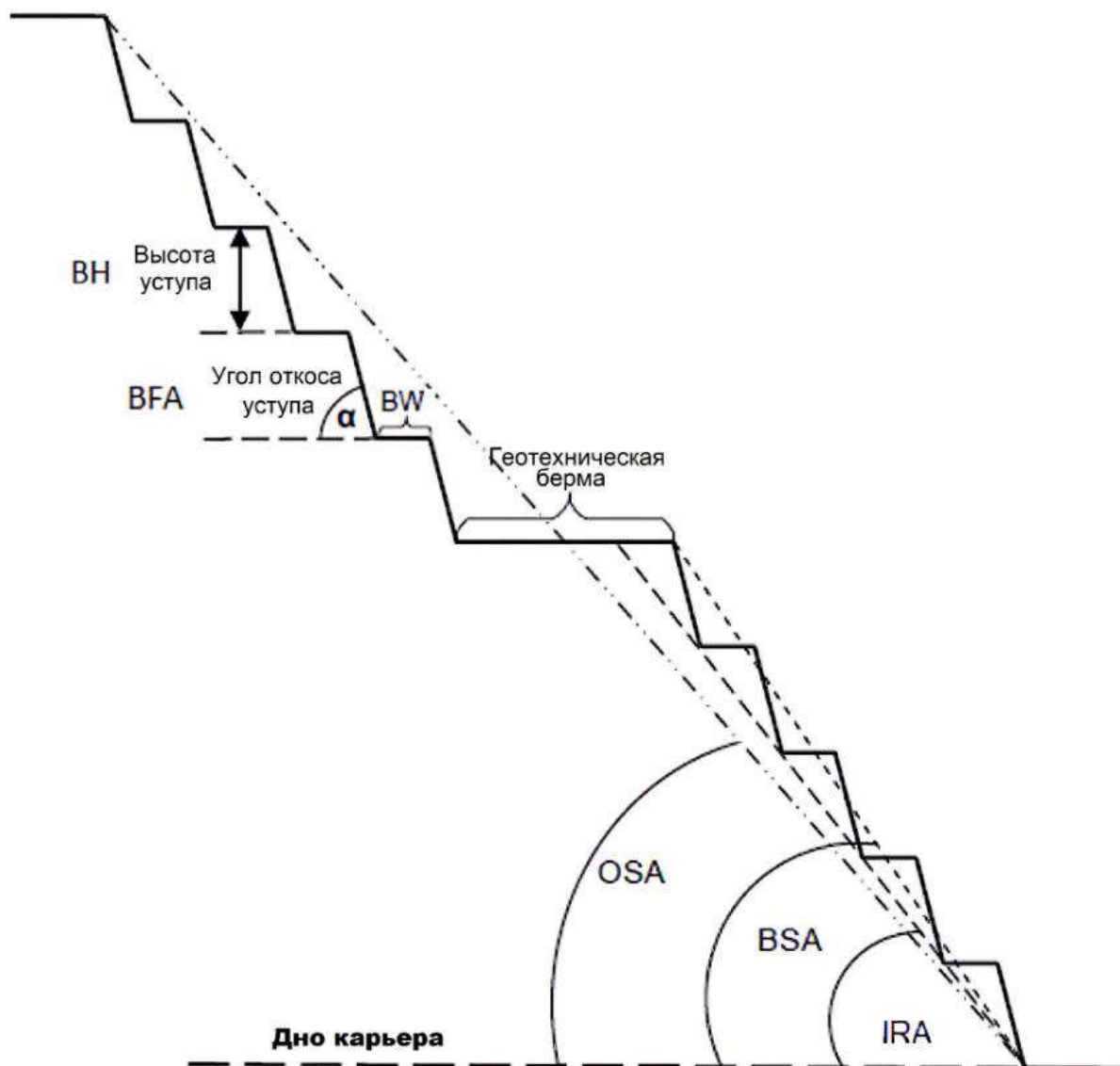


Рисунок 3.4: Пояснение по принятым обозначениям элементов конструкции борта карьера

Ширина предохранительной бермы BW при детерминированном способе расчёта устойчивости уступов определялась исходя из следующего условия:

$$BW = \max \begin{cases} 0.2BH + 4 \\ B_o + B_{\pi} \\ B_o + B_{об} \end{cases}$$

где:

BH – высота уступа, м;

B_o – ширина осыпи, м;

B_{π} – ширина бермы для задержания падающих камней, м;

$B_{об}$ – минимальная ширина рабочей части бермы, достаточная для безопасного размещения и работы оборудования по очистке берм от осыпей, м.

При вероятностной оценке устойчивости уступов ширина предохранительной бермы определялась по формуле:

$$BW = \max \begin{cases} 0.2BH + 4.5 \\ B_0 + B_p + B_{\text{эф}} \end{cases}$$

где:

B_p – ширина развала после деформации с вышележащего уступа, м;

$B_{\text{эф}}$ – эффективная ширина бермы (оставшаяся часть бермы после осыпи и развала вышележащего уступа), которая принимается:

- не менее 2 м для любых уступов карьера;
- 0 м для нижних уступов при доработке карьера при условии инструментального мониторинга в режиме реального времени со сплошной зоной покрытия рабочей зоны или при безлюдной выемке.

На рисунке 3.5 приведена схема, поясняющая описанные параметры.

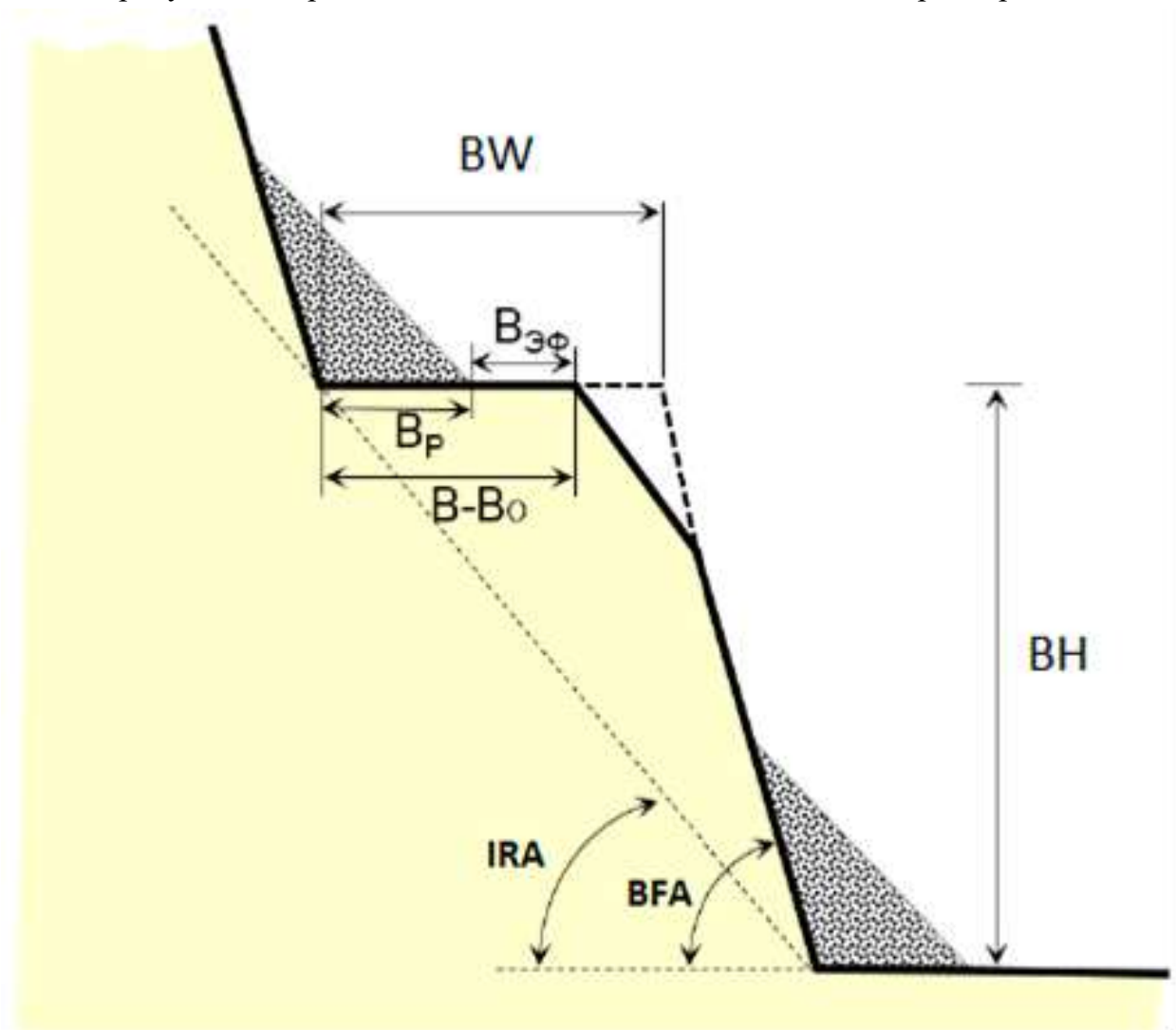


Рисунок 3.5: Схема определения ширины предохранительной бермы при вероятностной оценке устойчивости уступов

Отметим, что при проведении расчётов были приняты следующие ограничения в отношении входных данных и результатов расчётов.

- Минимальная ширина и высота обрушения – 1 м. Это ограничение требуется для исключения небольших обрушений, сопоставимых по размеру с осыпями.

- Максимальная ширина обрушения принята равной расчётной ширине бермы (BW). Данное ограничение обеспечивает физически корректное воспроизведение механизма обрушений уступов.
- Максимальная протяжённость трещины принята равной 20 м.
- Длина обрушений вдоль верхней бровки уступа не может быть больше 90 м.

На рисунке 3.6 показан график анализа устойчивости уступов 10-ти, 20-ти, 30-ти метровой высоты.

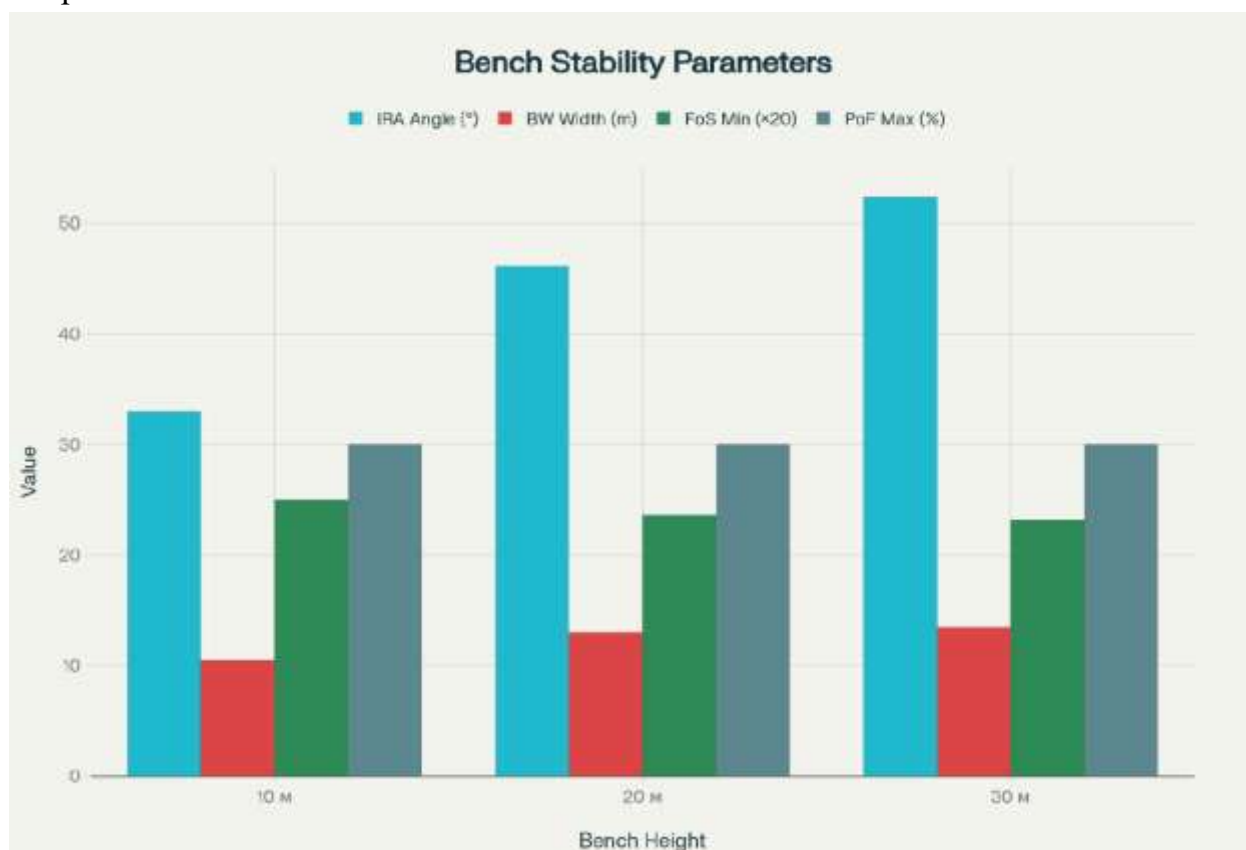


Рисунок 3.6: График анализ устойчивости уступов 10, 20, 30-метровой высоты

На рисунке 3.7 приведён график зависимости между максимальной высотой уступа и оптимальным устойчивым углом борта карьера между транспортными или геотехническими бермами (IRA)

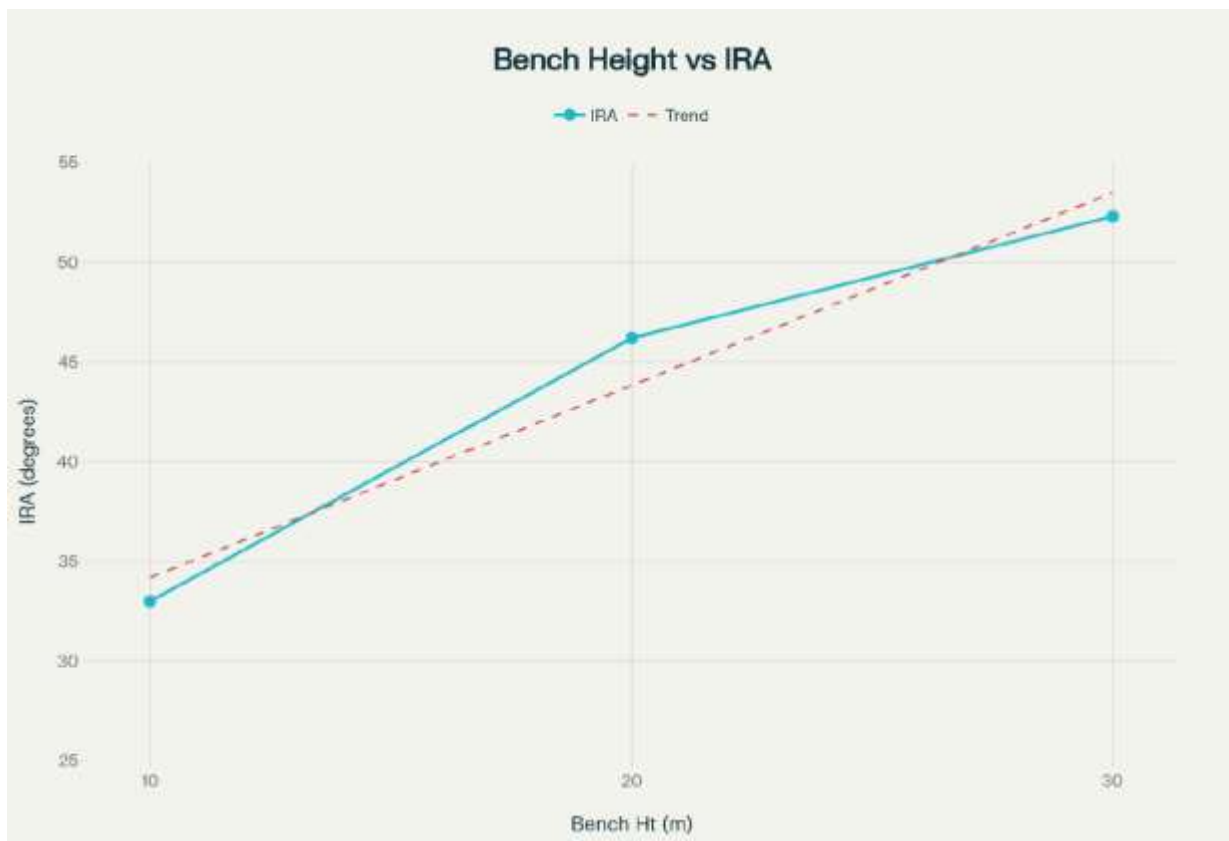


Рисунок 3.7: Зависимость между высотой уступа и оптимальным устойчивым углом (IRA)

Рациональный выбор параметров уступов базируется на максимизации устойчивого угла между съездами и геотехническими бермами (IRA).

Из графика (рис 3.7) видно, что выбор 10-метровых уступов даёт существенно более низкие значения IRA, что свидетельствует о менее эффективной конфигурации карьера. При таких параметрах значительная часть площади борта занимает бермы и съездами, снижая общую экономическую эффективность разработки. В соответствии с рекомендациями Отчёта геотехнического моделирования, 10-метровые уступы будут использоваться только на локальных участках с выраженной неустойчивостью.

С учётом данных, полученных в Отчёте геотехнического моделирования, для обеспечения оптимального баланса между безопасностью и производительностью карьера, планируется применять страивание уступов на конечном контуре.

Согласно рекомендациям, с учётом технико-экономической оценки, принимаются следующие общие (усреднённые) параметры элементов систем разработки для проектирования карьера:

- высота нерабочего уступа – 30 м;
- угол откоса нерабочего уступа – 60-65°;
- ширина предохранительной бермы – 12 м.

3.4 Проектирование карьера

Проектирование карьера выполнено с учётом следующих условий:

1. Размеры и конфигурация карьера по дну приняты в соответствии с конфигурацией и размерами рудных тел на отметке дна карьера;

2. Вскрытие осуществляется скользящими съездами и траншеями внутреннего заложения;
3. Принятое расположение отвала и рудного склада;
4. Принятое оборудование (в качестве основной выемочной единицы планируется использование экскаватора типа «обратная лопата»);
5. Принятые параметры элементов системы разработки, а именно:
 - минимальная высота уступа (подступа) – 5 м;
 - максимальная высота уступа – 30 м;
 - угол откоса уступа:
 - в скальном и полускальном массиве – 65°;
 - в зоне выветривания (дезинтегрированный массив) – 55°
 - ширина предохранительной бермы – 12 м
 - ширина съездов:
 - при двухполосном движении – 20 м;
 - при однополосном движении – 12 м;
 - продольный уклон съездов:
 - стационарные съезды – 100 ‰;
 - скользящие съезды – 120 ‰
 - длина участка примыкания – не менее 50 м.

Принятые параметры соответствуют правилам и инструкциям: «Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы» далее по тексту «ПОПБ при ГиГРР») [123]; «МР по проектированию ОГР» [123].

При принятых конструктивных параметрах конечных бортов карьеров в ПО «Місгоміне» был отстроен карьер на конец отработки (рис. 3.8).

Основные параметры построенного карьера приведены в таблице 3.9

Таблица 3.9: Основные параметры карьера.

Показатели		Ед. изм.	Величина
Размеры карьера по поверхности	Длина (север-юг)	м	870
	Ширина (восток-запад)	м	755
Площадь карьера		тыс. м ²	559.3
Глубина карьера		м	308
Угол борта карьера		градус	38
Количество горной массы в карьере		тыс. м ³	71 063
		тыс. т	197 555

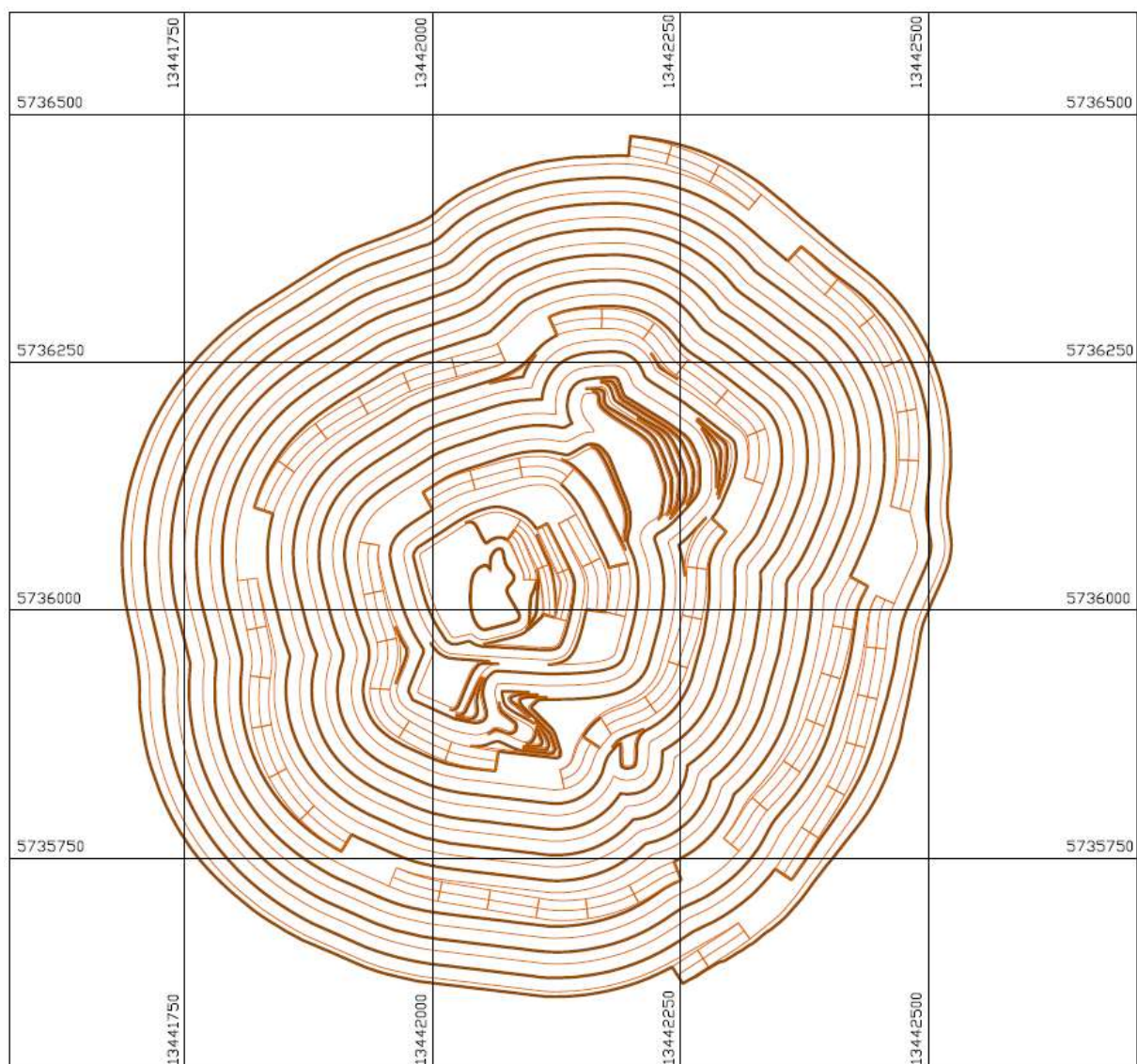


Рисунок 3.8: Контур карьера на конец отработки

3.5 Календарный график отработки месторождения

3.5.1 Объёмы горной массы и запасов руды в контурах карьера

В соответствии с методикой оценки Минеральных запасов по кодексу KAZRC, при расчёте количества Минеральных запасов учитываются показатели потерь и разубоживания.

Исходя из того, что, проектный карьер полностью идентичен карьеру, в контурах которого была выполнена оценка Минеральных запасов (Отчёт KAZRC на 02.01.2026 г.), для расчётов принимаются Минеральные запасы, утверждённые на основании вышеуказанного отчёта.

В таблице 3.10 приведены данные по объёмам горной массы и запасам руды, на основании которых составлен календарный график отработки.

Таблица 3.10: Количество руды и горной массы в контурах карьера.

Показатели			Ед. изм.	Величина
Количество горной массы			тыс. м ³	71 063
			тыс. т	197 555
в том числе	Добываемая руда		тыс. м ³	3 382.8
			тыс. т	9 491.6
	Металлы	Золото	г/т	0.92
			кг	8 714
		Серебро	г/т	13.14
			кг	124 727
	Вскрышные породы		тыс. м ³	67 680
			тыс. т	188 064
	в том числе	Горно-капитальные работы	тыс. м ³	13 293
			тыс. т	36 957
		Эксплуатационная вскрыша	тыс. м ³	54 387
			тыс. т	151 107
Коэффициент вскрыши		С учётом ГКР	м ³ /т	7.13
			т/т	19.81
		Средний эксплуатационный	м ³ /т	5.73
			т/т	15.92

3.5.2 Расчёт нормативных потерь и разубоживания

Величины потерь и разубоживания были рассчитаны и учтены при оценке Минеральных запасов в Отчёте KAZRC на 02.01.2026 г. В связи с этим, данный подраздел является чисто **информативным**, в нем описывается методика, по которой были рассчитаны величины потерь и разубоживания.

При разработке месторождения открытым способом основными видами потерь и разубоживания руды, подлежащих нормированию, являются потери и разубоживание, образующиеся при добыче в приконтурных зонах и на контактах руды с породными прослоями, не включёнными при оценке ресурсов в рудный интервал. А также эксплуатационные потери и разубоживание, возникающие при производстве горных работ (при экскавации, транспортировке, при взрывных работах и пр.).

За нормативные величины потерь и разубоживания руды при разработке рудных уступов принято количество потерянной руды и количество разубоживающих пород, приходящиеся на 1 м протяжённости приконтактной зоны. Нормативные значения эксплуатационных потерь принимаются на основании статистических данных.

Потери и разубоживание при разработке пологих и крутопадающих залежей представляют собой треугольники теряемой руды (S_n) и примешиваемых пород (S_p), образующиеся из-за несовпадения углов откосов уступов (β) с углами падения рудной залежи (α) (рисунок 3.9)

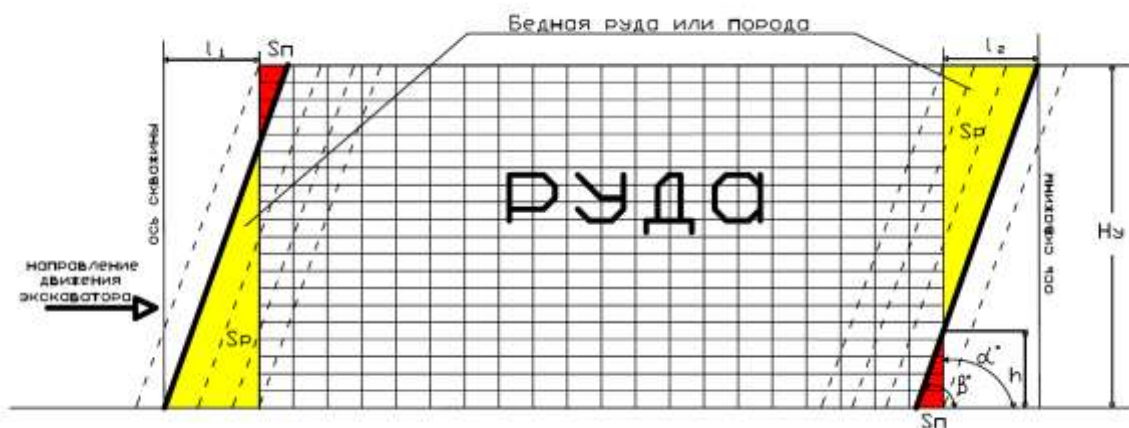


Рисунок 3.9: Схема к расчёту потерь и разубоживания

Экономически обоснованная высота пересечения угла откоса уступа с контактом рудного тела определяется по формуле:

$$h = H \frac{(C_0 - b) \cdot \gamma_p}{(C - C_0) \gamma_p + (C_0 - b) \gamma_n}, \text{ м} \quad (3.14)$$

где

C – содержание металлов в погашаемых балансовых запасах;

C_0 – экономически обоснованное бортовое содержание (0,3 г/т);

b – содержание в разубоживающих породах (0,0 г/т);

γ – объёмный вес руды, породы (γ_p – руды, γ_n – породы).

При этом:

- расстояние от последнего ряда породных скважин до контакта руды (l_1) определяется по формуле:

$$l_1 = H \operatorname{ctg} \alpha - h(\operatorname{ctg} \alpha - \operatorname{ctg} \beta); \quad (3.15)$$

- расстояние от последнего ряда рудных скважин до контакта руды (l_2) определяется по формуле:

$$l_2 = H \operatorname{ctg} \beta - h(\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{ctg} \alpha) \quad (3.16)$$

Нормативные величины потерь и разубоживания руды, приходящиеся на 1 п.м протяжённости контакта, соответственно равны:

$$\Pi_n = S_n \cdot \gamma_p, \text{ т/пог.м}; \quad (3.21)$$

$$P_n = S_p \cdot \gamma_n, \text{ т/пог.м}. \quad (3.22)$$

Площади треугольников теряемой руды S_n и примешиваемых пород S_p , м²:

$$S_n = \frac{h^2}{2} (\operatorname{ctg} \alpha - \operatorname{ctg} \beta); \quad (3.17) \quad S_p = \frac{(H-h)^2}{2} (\operatorname{ctg} \alpha - \operatorname{ctg} \beta), \text{ если } \beta > \alpha \quad (3.18) \text{ и}$$

$$S_n = \frac{h^2}{2} (\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{ctg} \alpha); \quad (3.19) \quad S_p = \frac{(H-h)^2}{2} (\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{ctg} \alpha), \text{ если } \beta < \alpha \quad (3.20)$$

Уровень потерь Π и разубоживания P по горизонту рассчитан по формулам:

$$\Pi_3 = \frac{\Pi_n \cdot L}{B} \cdot 100, \%; \quad (3.23)$$

$$P = \frac{P_n \cdot L}{D} \cdot 100, \%. \quad (3.24)$$

где:

L – протяжённость контакта руды и вмещающих пород, м.

Б – количество балансовой руды в залегании

Д – количество добываемой руды

Результаты расчетов выполненных в Отчёте KAZRC на 02.01.2026 г приведены в Приложении 2. Расчеты проводились по каждому горизонту отдельно с учетом параметров каждого отдельно взятого контакта руды и вмещающих пород.

Таким образом, в среднем по карьере планируются потери по горно-геометрическим условиям на контактах руды и вмещающих пород 1,4% и разубоживание 6.2%. Кроме этого, потери и разубоживание руды при добыче формируются по технологическим процессам, которые не могут быть определены расчётным путём и устанавливаются по практическим данным по предприятиям аналогам. Принятые величины потерь и разубоживания по технологическим процессам и суммарные величины приведены в таблице 3.11.

Таблица 3.11: Расчёт нормативной величины потерь и разубоживания

Виды потерь и разубоживания	Величина	
	Потерь	Разубоживание
В приконтактной зоне	1.42	6.17
При производстве БВР	1.3	1.3
При погрузке руды (породы)	0.25	0.2
На почве уступов	0.1	0.1
При транспортировке руды	0.71	
Итого	3.78	7.77
Принятая нормативная величина	4.00	8.00

3.5.3 Режим работы предприятия

Проектом принимается круглогодовой вахтовый двухсменный режим работы предприятия. Число рабочих дней в году 365. Продолжительность вахты – 15 дней. Продолжительность смены – 12 часов с часовым перерывом на обеденный перерыв. Взрывные работы производятся в светлое время суток.

3.5.4 Производственная мощность предприятия

Производственная мощность предприятия определяется исходя из ориентировочного срока эксплуатации рассчитанного по формулам Тейлора:

$$T_{\text{карьер}}^{\text{ориент.1}} = 0.2 * \sqrt[4]{Q_{\text{руда (т)}}^{\text{карьер}}}; \text{ лет} \quad (3.7)$$

$$T_{\text{карьер}}^{\text{ориент.2}} = 6.4 * \sqrt[4]{Q_{\text{руда (млн.т)}}^{\text{карьер}}}; \text{ лет} \quad (3.8)$$

Где:

$T_{\text{карьер}}^{\text{ориент.1(2)}}$ – ориентировочный срок эксплуатации карьера по первому или второму варианту формулы, лет;

$Q_{\text{руда (т)}}^{\text{карьер}}$, $Q_{\text{руда (млн.т)}}^{\text{карьер}}$ - запасы руды в контурах карьера в тоннах или в миллионах тонн соответственно;

Производственная мощность определяется по формуле:

$$Q_{\text{руда}}^{\text{год}} = \frac{Q_{\text{руда (тыс. т)}}^{\text{карьер}}}{T_{\text{карьер}}^{\text{ориент.}}}, \text{ тыс. т/год} \quad (3.9)$$

Результаты расчёта приведены в таблице 3.12.

Таблица 3.12: Результаты расчётов производительности карьера

Показатели		Ед. изм.	Величина
Количество Минеральных запасов		тыс. т.	9 492
Срок эксплуатации по формулам Тейлора	Вариант 1	лет	11.1
	Вариант 2	лет	11.2
	Среднее	лет	11.2
Производительность	Расчётная	тыс. т/ год	851
	Принятая	тыс. т/ год	825

Исходя из условия развития и затухания горных работ в качестве расчётной производительности принимается производительность **825 тыс. т/год**

Результаты расчёта, приведённые в таблице 3.8, являются ориентировочными, производительность карьера по годам эксплуатации смотреть в разделе «Календарный план горных работ».

В таблице 3.13 приведены расчёты производительности руды и вскрыши по периодам (годовая месячная и т.д.)

Таблица 3.13: Результаты расчётов производительности карьера по видам горной массы по периодам

Показатели		Ед. изм.	Всего	Величина по периодам			
				Годовая	Месячная	Суточная	Часовая
				тыс. т.	тыс. т.	т	т
Горная масса		тыс. м ³	71 063	5 930	494	16 500	830
		тыс. т	197 555	16 497	1 375	45 800	2 300
Минеральные запасы	Руда	тыс. м ³	3 382.8	290.0	24.0	800.0	40.0
		тыс. т	9 491.6	825.0	69.0	2 300.0	120.0
	Au	г/т	0.92	0.92	0.92	0.92	0.92
		кг	8 714	757	63	2.1	0.11
	Ag	г/т	13.14	13.14	13.14	13.14	13.14
		кг	124 727	10 841	907	30.2	1.58
Вскрыша		тыс. м ³	67 680	5 640	470.0	15 700	790
		тыс. т	188 064	15 672	1 306.0	43 500	2 180

3.5.5 Календарный план горных работ

При составлении календарного графика отработки месторождения учтены следующие факторы:

- достижение плановой производительности в максимально сжатые сроки;
- обеспечение максимально возможного равномерного распределения объёмов вскрыши.
- необходимость решения организационно-административных, правовых и проектных вопросов

С учётом вышеперечисленных факторов, начальный этап, включающий в себя этап вскрытия месторождения разделён на два года. в течении которых планируется производство горно-капитальных работ в объёме 13293 тыс. м³, необходимое для обеспечения карьера вскрытыми и подготовленными к выемке запасами.

Степень подготовленности запасов к выемке на 2027-2029 годы характеризуется показателями, представленными в таблице 3.14.

Таблица 3.14: Степень подготовленности запасов к выемке

Степень подготовленности запасов к выемке	Норматив		По проекту	
	мес.	тыс. т.	мес.	тыс. т.
на 31.12.2027 г				
Вскрытые	7	483.0	12	407.5
Подготовленные	3	207.0	6	203.8
Готовые к выемке	1.5	103.5	3	101.9
на 31.12.2028 г				
Вскрытые	7	483	7.5	516.3
Подготовленные	3	207	3.7	258.2
Готовые к выемке	1.5	103.5	1.9	129.1
на 31.12.2029 г				
Вскрытые	7	483	9.2	633.7
Подготовленные	3	207	4.6	316.8
Готовые к выемке	1.5	103.5	2.3	158.4

Из таблицы видно, что вскрытые, подготовленные и готовые к выемке запасы в общем превышают нормативные. Отклонение по 2027 году обусловлено планируемой производительностью на 2027 год.

Срок эксплуатации рудника составляет ~16 лет, из которых период строительства (проектирование, решение административно-правовых решений и вскрытие месторождения) составляет 2 года, период отработки запасов (карьера) 12 лет и период ликвидации предприятия (рекультивация) 2 года.

Календарный план производства горных работ с разбивкой по подступам (ориентир на добычные работы) приведён в Приложении 3. В таблице 3.15 приведён обобщённый календарный план производства горных работ.

Таблица 3.15: Календарный график отработки запасов

Показатели		Ед. изм.	Вероятные запасы	в том числе по годам						
				-2	-1	1	2	3	4	5
				2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032
Горная масса		тыс. м³	71 063	1 500	12 354	8 704	14 031	9 874	9 759	4 718
		тыс. т.	197 555	4 171	34 345	24 196	39 005	27 451	27 129	13 117
Количество руды		тыс. м³	3 382.8			148.7	298.3	306.6	310.8	291.0
		тыс. т.	9 491.6			407.5	820.1	843.4	861.1	817.1
Металл	Au	г/т	0.92			0.95	1.32	1.13	0.99	0.95
		кг	8 714			387	1 085	950	853	778
	Ag	г/т	13.14			9.88	20.08	17.47	13.62	12.74
		кг	124 727			4 026	16 464	14 732	11 724	10 409
Вскрышные породы		тыс. м³	67 680	1 500	12 354	8 555	13 732	9 568	9 448	4 427
		тыс. т.	188 064	4 171	34 345	23 788	38 185	26 608	26 268	12 300
Коэффициент вскрыши		м³/т	7.13	0.00	0.00	20.99	16.74	11.34	10.97	5.42
		т/т	19.81	0.00	0.00	58.37	46.56	31.55	30.50	15.05

Показатели		Ед. изм.	Вероятные запасы	в том числе по годам						
				6	7	8	9	10	11	12
				2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039
Горная масса		тыс. м³	71 063	2 781	1 816	1 565	1 103	1 296	1 031	532
		тыс. т.	197 555	7 730	5 047	4 350	3 066	3 603	2 868	1 478
Количество руды		тыс. м³	3 382.8	294.4	283.8	298.6	277.8	322.5	271.7	278.5
		тыс. т.	9 491.6	828.1	803.0	845.1	788.6	917.8	773.3	786.5
Металл	Au	г/т	0.92	0.86	0.84	0.83	0.79	0.82	0.78	0.76
		кг	8 714	712	675	699	626	748	600	600
	Ag	г/т	13.14	11.38	11.50	11.73	11.86	11.75	12.15	11.78
		кг	124 727	9 424	9 233	9 913	9 351	10 789	9 395	9 267
Вскрышные породы		тыс. м³	67 680	2 487	1 532	1 266	825	973	760	253
		тыс. т.	188 064	6 902	4 244	3 504	2 278	2 685	2 094	691
Коэффициент вскрыши		м³/т	7.13	3.00	1.91	1.50	1.05	1.06	0.98	0.32
		т/т	19.81	8.33	5.29	4.15	2.89	2.93	2.71	0.88

3.5.6 Эксплуатационная разведка

С целью более тщательного изучения и прогнозирования качества отрабатываемых запасов, следует осуществлять постоянное ведение эксплоразведочных работ совместно с работами по опробованию качества руды в забое. Целью эксплуатационной разведки является получение достоверных данных для локального проектирования и осуществления перспективного и текущего планирования добычи. Эксплуатационная разведка осуществляется путём бурения РС-скважин на глубину до 50 м по сети от 5,0х5,0 м в местах наличия руды и до 20,0х20,0 м в безрудных местах для исключения пропуска руды и сопровождается опробованием, и небольшим объемом горных работ (борозды), выполняемых на участках развития эксплуатационных работ. Объем эксплуатационного бурения определяется исходя из производительности месторождения и установленного опытным путём норматива бурения на 100 тыс. т добытой руды (1430 п.м.).

Учитывая опережающий характер эксплуатационной разведки, объём бурения закладывается исходя планируемой производительности на следующий год.

Помимо рядового опробования на золото и серебро возможно определение и других элементов. Качество опробования, пробоподготовки и аналитических работ будет контролироваться бланками, дубликатами и стандартами. Учитывая то, что производственная мощность месторождения составляет (0,8 млн. т руды в год), то и средний объем эксплуатационной разведки составит ~11 310 п.м/год. По годовой график планируемого объёма бурения приведён в таблице 3.16

По результатам разведки составляется паспорт забоя с указанием качества руды. Паспорт является первичным документом для учета движения добытой руды. Его копии выдаются бригаде экскаваторщиков и службе ОТК для отгрузки руды. На этапе эксплуатационной разведки выполнение геофизических исследований не предусматривается.

Таблица 3.16: Календарный график отработки запасов

Показатели	Ед. изм.	Всего	Среднее	в том числе по годам						
				-2	-1	1	2	3	4	5
				2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032
Производительность по руде	тыс. т	9 491.6	791			407.5	820.1	843.4	861.1	817.1
Норматив бурения на 100 тыс. т добытой руды	п.м.		1430			1430	1430	1430	1430	1430
Плановый объём бурения	п.м.	135 729.0	11 310		5 828	11 727	12 060	12 314	11 684	11 842

Показатели	Ед. изм.	Всего	Среднее	в том числе по годам						
				6	7	8	9	10	11	12
				2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039
Производительность по руде	тыс. т	9 491.6	791	828.1	803.0	845.1	788.6	917.8	773.3	786.5
Норматив бурения на 100 тыс. т	п.м.		1430	1430	1430	1430	1430	1430	1430	1430
Плановый объём бурения	п.м.	135 729.0	11 310	11 483	12 085	11 277	13 125	11 058	11 246	

3.6 Буровзрывные работы

3.6.1 Буровые работы

3.6.1.1 Обоснование выбора бурового станка

Руды месторождения представлены в основном зоной выветривания и сульфидной зоной. Крепость пород по зоне выветривания по шкале профессора Протодяконова составляет 3-5 единиц (IV-V категории крепости), сульфидных руд и вмещающих пород 7 – 11 единиц (категории крепости III, IIIa).

Порода трещиновата, трещины залечены перетёртым рудным минералом и не только. Отмечается значительное количество тонких прожилков кварца и карбоната, кроме того, порода более поздно пиритизирована (в виде скоплений и прожилков). Милонитизация слабая.

Объёмный вес для руд зоны окисления - 2.7 т/м³, для сульфидных руд – 2.80 т/м³. Объёмный вес породы 2.78 т/м³.

Отмеченные свойства скальных и полускальных пород определяют применение буровзрывного способа подготовки горных пород к выемке. Объём пород, отрабатываемых без предварительного рыхления (без БВР) незначителен (глубина зоны дезинтеграции составляет не более 10 м.), в связи с чем в дальнейших расчётах принимается что весь объём горной массы отрабатывается с предварительным рыхлением методом буровзрывного дробления.

Выбор способа бурения взрывных скважин определяется исходя из величины относительного показателя бурения (Пб), определяемого по формуле:

$$Пб = 0.07(\delta_{сж} + \delta_{сдв}) + 0.7\gamma \quad (3.29)$$

где:

$\delta_{сж}$, $\delta_{сдв}$ – пределы прочности пород на сжатие и сдвиг.

γ – объёмный вес руды или породы.

Результаты расчёта приведены в таблице 3.17

Таблица 3.17: Расчёт показателя буримости пород

Тип горных пород	Плотность горных пород т/м ³	Предел прочности			Показатель буримости б.р.
		сжатие МПа	сдвиг МПа	растяже- ние МПа	
Среднее	2.73	82.61	12.27	7.29	8.60
Андезит порфиры (ANDP)	2.70	87.98	12.77	7.42	8.9
Диориты (DIO)	2.71	112.64	15.75	8.81	10.9
Гидротермальная брекчия (GBR)	2.77	130.76	17.10	8.94	12.3
Аргиллиты (MST)	2.68	43.73	5.88	3.16	5.3
Кварцит (QTZ)	2.72	74.26	13.55	9.89	8.1
Песчаник (SST)	2.83	84.23	13.74	8.96	8.8
Тектоническая брекчия (TBR)	2.74	21.84	3.59	2.36	3.7
Туфобрекчия (TUFA)	2.70	105.44	15.23	8.80	10.3

В соответствии с результатами расчётов и классификацией пород по буримости, руды и породы месторождения Находка относятся к породам средней трудности буре-

ния. Для данных пород, с учётом производительности рудника и количества одновременно обрабатываемых уступов, наиболее эффективно использование станков ударно-вращательного бурения.

Типоразмер станка определяется исходя из диаметра взрывных скважин.

Ориентировочный диаметр бурения определяется по формуле:

$$d_{\text{зар}} = 125 * \sqrt[4]{Q_{\text{год}}^{\text{вид.ГМ}}}, \text{ м} \quad (3.30)$$

где:

$Q_{\text{год}}^{\text{вид.ГМ}}$ – годовая производительность карьера по видам горной массы, млн. м³/год

Расчёт ориентировочного диаметра заряда приведён в таблице 3.18

Таблица 3.18: Расчёт ориентировочного диаметра заряда

Показатели		Ед. изм.	Величина
Производительность карьера	Руда	млн. м ³	0.282
	Вскрыша	млн. м ³	4.834
Ориентировочный диаметр скважин	Руда	мм	91
	Вскрыша	мм	185
Принятые диаметры скважин	Руда	мм	105
	Вскрыша	мм	165

Исходя из результатов расчётов, в качестве основного бурового станка принимаются станки ударно-вращательного бурения KAISHAN KGH8 предназначенные для бурения скважин диаметром от 105 до 220 мм и глубиной до 25 м в породах крепостью от 6 до 20 по Протодюконову.

Данные установки имеют дискретное регулирование энергии удара при бурении в крепких и мягких породах и работают при давлении воздуха от 1,4 до 2.4 МПа. Увеличение давления сжатого воздуха приводит к росту сменной производительности бурения до 70 % при одновременном снижении удельных затрат.

Так же данные станки оборудованы пылеуловителями, позволяющими не только снизить воздействие на окружающую среду, но и производить отбор проб при бурении взрывных скважин.

3.6.1.2 Расчёт производительности станка и требуемого количества станков

Производительность бурового станка

Сменная

Сменная производительность станка определяется по формуле:

$$Q_{\text{см.}}^{\text{бур}} = \frac{T_{\text{см}} * k_{\text{и.см}}}{(t_{\text{б}} + t_{\text{в}})} \text{ м/смену} \quad (3.31)$$

где:

$T_{\text{см.}}$ – продолжительность смены

$k_{\text{и.см.}}$ – коэффициент использования сменного времени

$t_{\text{б}}$ – время на чистое бурение одного метра

$t_{\text{в}}$ – время на вспомогательные операции (принимается в соответствии с Едиными нормами выработки (времени) на буровые работы)

$$t_6 = 1/v_{\text{тех}}, \text{ с/п.м.} \quad (3.32)$$

где:

$v_{\text{тех}}$ – техническая скорость бурения, м/с

$$v_{\text{тех}} = 0,75 v_{\text{теор}} \text{ м/с} \quad (3.33)$$

где:

$v_{\text{теор}}$ – теоретическая скорость бурения, м/с

$$v_{\text{теор}} = \frac{1,5 \cdot 10^{-7} \cdot N_{\text{п}}}{P_6 \cdot d_{\text{кор}}^2 \cdot k_{\text{ф}}}, \text{ м/с} \quad (3.34)$$

где:

$N_{\text{п}}$ – мощность пневмоударника, Вт;

P_6 – показатель буримости пород;

$d_{\text{кор}}$ – диаметр буровой коронки, м;

$k_{\text{ф}}$ – коэффициент, учитывающий форму буровой коронки.

Суточная

$$Q_{\text{сут}}^{\text{бур}} = Q_{\text{см.}}^{\text{бур}} \cdot N_{\text{см.}}^{\text{бур}}, \text{ п.м./сутки} \quad (3.35)$$

где:

$N_{\text{см.}}^{\text{бур}}$ – количество смен в сутки на бурении, смен;

Месячная

$$Q_{\text{мес}}^{\text{бур}} = Q_{\text{сут}}^{\text{бур}} \cdot N_{\text{сут}}^{\text{бур}} \text{ п.м./месяц} \quad (3.36)$$

где:

$N_{\text{сут}}^{\text{бур}}$ – количество суток, занятых на бурении в месяц, суток;

Количество суток на бурении равно количеству рабочих дней в месяц, за минусом дней, занятых на зарядке и взрывании обуренного блока, а так же перемещении бурового станка с одного уступа на другой.

Годовая

$$Q_{\text{год}}^{\text{бур}} = Q_{\text{мес}}^{\text{бур}} \cdot N_{\text{мес}}^{\text{бур}} \text{ п.м./год} \quad (3.37)$$

где:

$N_{\text{мес}}^{\text{бур}}$ – количество рабочих месяцев в году, п.м./год;

Расчёт производительности бурового станка приведён в таблице 3.19.

Расчёт требуемого количества буровых станков

Расчёт необходимого количества станков определяется по обеспечению карьера взорванной горной массой

$$N_{\text{бур.ст.}}^{\text{треб}} = \frac{Q_{\text{ГМ}}^{\text{карьер}}}{Q_{\text{год}}^{\text{бур}} \cdot V_{\text{Г.М.}}^{\text{п.м.}}}, \text{ станков} \quad (3.38)$$

где:

$Q_{\text{ГМ}}^{\text{карьер}}$ – производительность карьера по горной массе, м³/год;

$V_{\text{Г.М.}}^{\text{п.м.}}$ – выход горной массы с 1-го погонного метра скважины, м³/м;

Результаты расчётов приведены в таблице 3.20 (по усреднённым данным) и в таблице 3.21 (с разбивкой по годам)

Таблица 3.19: Расчёт производительности бурового станка

Показатели	Ед. изм.	Величина	
		Руда	Вскрыша
Продолжительность рабочего времени смены	с	36 000	36 000
Коэффициент использования сменного времени	б.р	0.75	0.75
Время на вспомогательные операции	с	4.5	4.5
Время на основное бурение 1 п. м. скважины	с	45	112
Техническая скорость бурения	м/с	0.0222	0.0089
Теоретическая скорость бурения	м/с	0.0296	0.0119
Мощность пневмударника	Вт	23 400	23 400
Буримость пород	б.р	8.60	8.60
Диаметр буровой коронки	м	0.105	0.165
Коэффициент, учитывающий форму коронки	б.р	1.25	1.25
Сменная производительность станка	п.м./смену	540	230
Количество смен в сутки	смен	2	2
Суточная	п.м./сутки	1 080	460
Количество дней в месяц, занятых на бурении	суток	18	18
Месячная	п.м./мес.	19 440	8 280
Количество рабочих месяцев в год	месяц	12	12
Годовая	п.м./год	233 280	99 360

Таблица 3.20: Расчёт требуемого количества буровых станков

Показатели	Ед. изм.	Величина	
		Руда	Вскрыша
Производительность карьера	тыс. м ³ /год	282	4 834
Производительность бурового станка	п.м./год	233 280	99 360
Выход горной массы с 1 п.м. скважины	м ³ /м	7.4	24.0
Производительность станка по обеспечиваемому объёму горной массы	тыс. м ³ /год	1 726	2 385
Требуемое количество буровых станков	шт.	0.2	2.0
	шт.	2.4	
Принятое количество буровых станков		4	

Как видно из расчётов, суммарное требуемое количество станков составляет 3 единицы. Однако, учитывая то, что Планом горных работ предусматривается одновременная отработка нескольких уступов, что в свою очередь предполагает необходимость частого перемещения буровых станков между блоками, для обеспечения требуемой производительности рудника по горной массе необходимо чтобы комплекс буровых станков имел хороший запас производительности. Исходя из этого, инвентарное количество буровых станков принимается равным **4 единицам**.

Таблица 3.21: Расчёт требуемого количества буровых станков по годам

Показатели		Ед. изм.	Сред- нее	Величина по годам						
				-2	-1	1	2	3	4	5
				2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032
Производительность карьера	Руда	тыс. м ³ /год	281.9	0	0	149	298	307	311	291
	Вскрыша	тыс. м ³ /год	4 834	1 500	12 354	8 555	13 732	9 568	9 448	4 427
Производительность бурового станка	Руда	тыс. п.м./год	233	233.3	233	233	233	233	233	233
	Вскрыша	тыс. п.м./год	99	99.4	99	99	99	99	99	99
Выход горной массы с 1 п.м. скважины	Руда	м ³ /м	7.4	7.4	7.4	7.4	7.4	7.4	7.4	7.4
	Вскрыша	м ³ /м	24.4	24.4	24.4	24.4	24.4	24.4	24.4	24.4
Производительность станка по обеспечиваемому объёму горной массы	Руда	тыс. м ³ /год	1 726	1 726	1 726	1 726	1 726	1 726	1 726	1 726
	Вскрыша	тыс. м ³ /год	2 424	2 424	2 424	2 424	2 424	2 424	2 424	2 424
Требуемое количество буровых станков	Руда	шт.	1	0	0	1	1	1	1	1
	Вскрыша	шт.	3	1	6	4	6	4	4	2
	ИТОГО	шт.	3	1	6	5	7	5	5	3
Производительность бурового комплекса по горной массе		тыс. м ³ /год	7 382	2 424	14 544	11 422	16 270	11 422	11 422	6 574
Запас производительности бурового комплекса		б.р.	2.7	1.62	1.18	1.31	1.16	1.16	1.17	1.39

Показатели		Ед. изм.	Сред- нее	Величина по годам						
				6	7	8	9	10	11	12
				2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039
Производительность карьера	Руда	тыс. м ³ /год	281.9	294	284	299	278	322	272	279
	Вскрыша	тыс. м ³ /год	4 834	2 487	1 532	1 266	825	973	760	253
Производительность бурового станка	Руда	тыс. п.м./год	233	233	233	233	233	233	233	233
	Вскрыша	тыс. п.м./год	99	99	99	99	99	99	99	99
Выход горной массы с 1 п.м. скважины	Руда	м ³ /м	7.4	7.4	7.4	7.4	7.4	7.4	7.4	7.4
	Вскрыша	м ³ /м	24.4	24.4	24.4	24.4	24.4	24.4	24.4	24.4
Производительность станка по обеспечиваемому объёму горной массы	Руда	тыс. м ³ /год	1 726	1 726	1 726	1 726	1 726	1 726	1 726	1 726
	Вскрыша	тыс. м ³ /год	2 424	2 424	2 424	2 424	2 424	2 424	2 424	2 424
Требуемое количество буровых станков	Руда	шт.	1	1	1	1	1	1	1	1
	Вскрыша	шт.	3	2	1	1	1	1	1	1
	ИТОГО	шт.	3	3	2	2	2	2	2	2
Производительность бурового комплекса по горной массе		тыс. м ³ /год	7 382	6 574	4 150	4 150	4 150	4 150	4 150	4 150
Запас производительности бурового комплекса		б.р.	2.7	2.36	2.29	2.65	3.76	3.20	4.02	7.81

3.6.2 Взрывные работы

3.6.2.1 Выбор типа ВВ и средств взрывания

Для производства взрывных работ на вскрышных и добычных работах проектом предусматривается применять взрывчатые вещества (далее - ВВ), средства инициирования, прострелочные и взрывные аппараты, средства механизации взрывных работ, технические устройства, используемые непосредственно при изготовлении ВВ, взрывные и контрольно-измерительные приборы, устройства и аппаратуры для взрывных работ, упаковку для ВВ, допущенные к применению в Республике Казахстан.

При производстве взрывных работ, в качестве основного ВВ планируется использование игданита (игданит - смесь пористой гранулированной аммиачной селитры (NH_4NO_3) (94%) и дизтоплива (6%)) или эмульсионных ВВ на основе аммиачной селитры и дизельного топлива. Для взрывания обводнённых скважин проектом предусматривается применение водоустойчивых ВВ (типа гранулит АС-4В (АС-8В) или граммонит 50/50 (30/70)). По горнотехническим условиям, при применяемой технологии взрывных работ, оптимальное соотношение игданита и водоустойчивого ВВ планируется в пропорции 80% и 20% соответственно.

Для инициации зарядов, при производстве взрывных работ, в качестве детонатора (патрона-боевика) для скважинных зарядов используются тротилловые пашки Т-400Г.

Собственно патрон-боевик инициируется системами взрывания (средства инициирования СИ). В качестве основного средства инициирования предусматривается система неэлектрического взрывания (неэлектрическая система инициирования повышенной безопасности на основе капсуля-детонатора, не содержащего инициирующих взрывчатых веществ (СИНВ)). Так же, в зависимости от конкретных условий, возможно применение смешанной системы инициирования (детонирующего шнура (ДШ) и электрических детонаторов ЭД или капсуля-детонатора КД и огнепроводного шнура ОШ).

При неэлектрической схеме для монтажа взрывной сети используются инициирующие устройства типа СИНВ-С (иницирование скважинных зарядов) и СИНВ-П (монтаж взрывной сети по поверхности). Время замедлений как для СИНВ-С, так и для СИНВ-П, будет определяться паспортами БВР для каждого конкретного случая. Для инициирования взрывной сети применяются стартовые устройства СИНВ-Старт.

В случае использования смешанной схемы взрывания инициирование патрона-боевика и монтаж сети по поверхности осуществляется с помощью детонирующего шнура, разделение на серии и выставление замедлений осуществляется с использованием коротко-замедлителей детонирующего шнура (КЗДШ), инициирование взрывной сети осуществляется с помощью ЭД или КД.

Схемы взрывания:

- при отбойке трудновзрываемых пород применяется диагональная схема взрывания с квадратной сеткой расположения скважины;
- при отбойке руды - порядная схема взрывания, с направлением отбойки по простиранию пластов. Сетка расположения скважин квадратная. Совместную отбойку руды и породы производят только в зажиме;
- при отбойке легко и средневзрываемых пород - порядная схема взрывания с шахматным расположением скважин.

3.6.2.2 Расчёт удельного расхода взрывчатых материалов

Технологические требования к крупности дробления

Взорванная горная масса по крупности должна соответствовать определённым требованиям.

Допустимый максимальный размер (м) кусков определяется по следующим формулам:

- исходя из вместимости ковша экскаватора (E)

$$L_{max} \leq 0.75 \sqrt[3]{V_9}, \text{ м}; \quad (3.39)$$

- исходя из вместимости транспортных средств ($V_{куз}^{a.c.}$)

$$L_{max} \leq 0.5 \sqrt[3]{V_{куз}^{a.c.}}, \text{ м}; \quad (3.40)$$

- при погрузке в приёмные отверстия дробилки

$$L_{max} \leq 0.75B, \text{ м}; \quad (3.41)$$

где:

B – ширина приёмного отверстия дробилки, м.

Расчёты по определению максимального размера куска взорванной породы сведены в таблицу 3.22.

Таблица 3.22: Допустимый максимальный размер кусков

№ п/п	Показатели	Оборудование		
		Выемочно-погрузочное	Автосамосвал	Дробилка
1	Вместимость			
	- ковша (м^3)	4.6		
	- кузова (м^3)		23.0	
2	Ширина приёмного отверстия дробилки, м			0.8
3	Максимальный размер куска, м	1.25	1.42	0.6

Проектом принимается максимальный размер куска, равным $\sim 0,6$ м для руды и $\sim 1,25$ м для породы.

Расчёт удельного расхода ВМ

Удельный расход ВМ определяется по формуле:

$$q_p^{BM} = 0.13 * \gamma * \sqrt[4]{f} * (0.6 + 3,3 * 10^{-3} * d_o * d_{зар}) * \left(\frac{0,5}{d_k}\right) * 2,5 * k_{BB}, \text{ кг/м}^3 \quad (3.42)$$

где:

γ – плотность пород, т/м^3 ;

f – коэффициент крепости по шкале проф. Протоdjяконова М. М.;

d_o – размер естественной отдельности в массиве, м;

$d_{зар}$ – фактический (расчётный) диаметр заряда, мм;

d_k – кондиционный (требуемый) средний размер куска, м

k_{BB} – коэффициент, учитывающий отличие работоспособности применяемого ВВ от эталонного.

Результаты расчёта приведены в таблице 3.23.

Таблица 3.23: Расчёт удельного расхода ВМ

Показатели	Ед. изм.	Величина	
		Руда	Вскрыша
Плотность горных пород	т/м ³	2.81	2.78
Коэффициент крепости	б.р.	7.73	7.73
Средний размер отдельности в массиве	м	1.2	1.2
Диаметр заряда	мм	105	165
Размер требуемого куска	м	0.60	1.25
Поправочный коэффициент ВВ	б.р.	0.8	0.8
Удельный расход ВМ	кг/м³	1.03	0.60

3.6.2.3 Расчёт параметров взрывных работ

Расположение и порядок взрывания скважинных зарядов

Проектом принимается многорядное расположение скважин в пределах взрывае-
мого блока на руде и на вскрыше. Диаметр скважины 105 и 165 мм. Основными пара-
метрами расположения скважин являются расстояние между рядами скважин (а), рас-
стояние между скважинами в ряду(в) и линия сопротивления по подошве (W). Схема
коммутации взрывной сети на уступе порядная или диагональная, при проходке тран-
шей будет применяться врубовая схема коммутации. Взрывание короткозамедленное,
интервалы замедления будут определяться (корректироваться) паспортами БВР. Для
расчётов в проекте приняты следующие интервалы замедления: между скважинами
ряду (группе) 0-250 мс, между рядами (группами) скважин - 0-500 мс.

Расчёт параметров сетки скважин

Величина расстояния между рядами скважин принимается исходя из условия:

$$W_{л.с.п} \leq a \leq W_{пр.}, \text{ м} \quad (3.43)$$

где:

$W_{л.с.п.}$ – линия сопротивления по подошве уступа, м;

$W_{пр.}$ – предельно допустимая величина сопротивления по подошве от ряда сква-
жин, м

Величина линии сопротивления по подошве определяется по формуле:

$$W_{л.с.п} = H_y * ctg\beta_y + c, \text{ м} \quad (3.44)$$

где:

H_y – высота уступа, м

β_y – угол откоса уступа, град.;

c – расстояние от оси скважин, до верхней бровки уступа по условиям безопасно-
сти, м.

Предельно допустимая величина сопротивления по подошве от ряда скважин
определяется по формуле:

$$W_{пр.} = W_{од}(0.6 - 0.5m), \text{ м} \quad (3.45)$$

где:

$W_{од}$ – предельно допустимая величина сопротивления по подошве уступа от оди-
ночной скважины, м;

m – коэффициент сближения между скважинами в ряду

Предельное значение $W_{\text{од}}$ для одиночной скважины определяется либо по формуле С.А. Давыдова

$$W_{\text{од}} = 53 * k_{\text{тр}} * d_{\text{скв}} * \sqrt{\frac{\nu_{\text{ВВ}}}{K_{\text{ВВ}} * \gamma_{\text{п}}}}, \text{ м} \quad (3.46)$$

где:

$k_{\text{тр}}$ – коэффициент трещиноватости, для трещиноватых пород принимается равным 1.1;

$d_{\text{скв}}$ – диаметр скважины, м;

$\nu_{\text{ВВ}}$ – плотность заряжения ВВ, т/м³;

$K_{\text{ВВ}}$ – коэффициент относительной работоспособности ВВ (по отношению к эталонному (граммонит 79/21));

$\gamma_{\text{п}}$ – плотность горной породы, т/м³.

Или по формуле Союзвзрывпрома:

$$W_{\text{од}} = \sqrt{\frac{p}{q_{\text{р}}^{\text{ВВ}}}}, \text{ м} \quad (3.47)$$

где:

p – вместимость погонного метра скважины, кг/м;

$$p = \frac{\pi * d_{\text{скв.}}^2}{4} * \nu_{\text{ВВ}}, \text{ кг/п.м} \quad (3.48)$$

Расстояние между скважинами в ряду равно

$$b = a * m, \text{ м} \quad (3.49)$$

Результаты расчёта параметров сетки скважин приведены в таблице 3.24

Таблица 3.24: Расчёт параметров сетки скважин

Показатели	Ед. изм.	Величина		
		Руда	Вскрыша	
			5 м	10 м
Высота уступа	м	5	5	10
Угол откоса уступа	град	75	75	75
Расстояние от оси устья скважин до бровки уступа	м	1.5	1.5	3
Величина линии сопротивления по подошве	м	2.8	2.8	5.7
Плотность заряжения	кг/м ³	1000	1000	1000
Диаметр скважин	м	0.105	0.165	0.165
Вместимость одного погонного метра скважины	кг/п.м.	8.7	21.4	21.4
Удельный расчётный расход ВВ	кг/м ³	1.00	0.6	0.6
Коэффициент трещиноватости		1.10	1.10	1.10
Коэффициент работоспособности ВВ		1.14	1.14	1.14
Плотность горных пород		2.81	2.78	2.78
Предельная величина сопротивления по подошве от одиночной скважины	формула Союзвзрывпрома	м	3.0	6.0
	формула Давыдова	м	3.4	5.4
Коэффициент сближения скважин в ряду	б.р.	1	1	1
Предельная величина сопротивления по подошве от ряда скважин	м	3.3	5.9	5.9
Принятое расстояние между скважинами в ряду	м	3.0	5.5	5.5
Принятое расстояние между рядами	м	3.0	5.5	5.5

Учитывая принятые параметры сетки скважин, а также величину линии сопротивления по подошве, принимаются следующие углы наклона скважин:

- для подуступов (5 м) – 90°;
- для уступов (10 м) – 75° (под углом откоса уступа).

Расчёт параметров скважины

Глубина скважины

Глубина скважины определяется по формуле:

$$L_{\text{скв}} = (H_{\text{уст}} + h_{\text{перебур}}) / \sin \alpha_{\text{скв}}, \text{ м} \quad (3.50)$$

где:

$\alpha_{\text{скв}}$ – угол наклона скважины, градус;

$h_{\text{перебур}}$ – глубина перебура, м;

глубина перебура определяется исходя из условия:

$$h_{\text{перебур}} = (10 \div 15) d_{\text{скв.м}} \quad (3.51)$$

В нашем случае длина перебура принимается:

- для рудных подуступов – 10 диаметров скважины;
- для вскрышных подуступов – 8 диаметров скважины;
- для вскрышных уступов – 12 диаметров скважины.

Длина заряда ВВ

Длина заряда определяется по формуле:

$$l_{\text{зар}}^{\text{ВВ}} = \frac{Q_{\text{скв}}^{\text{ВВ}}}{p}, \text{ м.} \quad (3.52)$$

где:

$Q_{\text{скв}}^{\text{ВВ}}$ – требуемое количество ВВ в скважине, кг;

p – вместимость 1 п.м. скважины, кг/м;

$$Q_{\text{скв}}^{\text{ВВ}} = V_{\text{дроб}}^{\text{1скв.}} * q_p \text{ кг} \quad (3.53)$$

где:

$V_{\text{дроб}}^{\text{1скв.}}$ – объем горной массы, разрыхляемый взрывом одной скважины, м³;

$$V_{\text{дроб}}^{\text{1скв.}} = a * b * H_{\text{уст}} \text{ м}^3 \quad (3.54)$$

Длина забойки

$$l_{\text{заб}}^{\text{ВВ}} = L_{\text{скв.}} - l_{\text{зар}}^{\text{ВВ}} \text{ м} \quad (3.55)$$

Выход горной массы с 1 п.м. скважины

$$V_{\text{г.м.}}^{\text{1п.м.}} = \frac{V_{\text{дроб}}^{\text{1скв.}}}{L_{\text{скв}}} \text{ м}^3/\text{п.м.} \quad (3.56)$$

Расчёт параметров скважины приведён в таблице 3.25

Таблица 3.25: Расчёт параметров скважинных зарядов

Показатели	Ед. изм.	Величина		
		Руда	Вскрыша	
			5 м	10 м
Высота уступа	м	5	5	10
Диаметр скважины	м	0.105	0.165	0.165
Коэффициент расчёта величины перебура	б.р.	10	8	12
Длина перебура	м	1.1	1.3	2.0
Угол наклона скважины	град	90	90	75
Глубина скважины	м	6.1	6.3	12.4
Расстояние между рядами	м	3	5.5	5.5
Расстояние между скважинами в ряду	м	3	5.5	5.5
Объём горной массы на одну скважину	м³	45	151	303
Удельный расход ВМ	кг/м ³	1.03	0.60	0.60
Количество ВВ в одну скважину	кг	45	91	182
Вместимость 1 п.м. скважины	кг/п.м.	8.7	21.4	21.4
Длина заряда ВВ	м	5	4	9
Длина забойки	м	1.1	2.3	3.4
Плотность забоечного материала	кг/м ³	1800	1800	1800
Количество забойки на 1.п.м	кг	16	38	38
Общее количество забойки	кг	17.6	87.4	129.2
Выход горной массы с одного метра скважины	м³/п.м.	7.4	24.0	24.4

Параметры взрывного блока

Длина ($L_{\text{бл}}^{\text{БВР}}$) взрывающего блока рассчитывается из условия обеспечения экскаватора не менее чем четырёхдневным запасом взорванной горной массы и рассчитывается по формуле:

$$L_{\text{бл}}^{\text{БВР}} = \frac{N_{\text{см}}^{\text{БВР}} * Q_{\text{см}}^{\text{ЭКС}}}{(W_{\text{пр}} + b * (n_{\text{ряд}}^{\text{БВР}} - 1)) * H_y}, \text{ м} \quad (3.57)$$

где

$N_{\text{см}}^{\text{БВР}}$ – количество рабочих смен между взрывами, смен;

$Q_{\text{см}}^{\text{ЭКС}}$ – сменная производительность экскаватора, м³/смену;

$W_{\text{пр}}$ – линия сопротивления по подошве от первого ряда скважин, м;

b – расстояние между рядами скважин

$n_{\text{ряд}}^{\text{БВР}}$ – количество рядов во взрывающем блоке, ряд

Количество ($n_{\text{скв}}^{\text{ряд}}$) скважин в одном ряду

$$n_{\text{скв}}^{\text{ряд}} = \frac{L_{\text{бл}}^{\text{БВР}}}{a}, \text{ скв.} \quad (3.58)$$

где

a – расстояние между скважинами в ряду, м.

Общее количество скважин ($N_{\text{скв}}^{\text{блок}}$) на обурённом блоке

$$N_{\text{скв}}^{\text{блок}} = n_{\text{ряд}}^{\text{БВР}} * n_{\text{скв}}^{\text{ряд}}, \text{ скв} \quad (3.59)$$

Суммарный объём бурения скважин на обуреваемом блоке

$$\Sigma L_{\text{скв}}^{\text{Бл.}} = N_{\text{скв}}^{\text{блок}} * L_{\text{скв}}, \text{ п.м.} \quad (3.60)$$

Результаты расчёта параметров взрывного блока приведены в таблице 3.26

Таблица 3.26: Расчёт параметров взрывного блока

Показатели	Ед. изм.	Величина		
		Руда	Вскрыша	
			5 м	10 м
Высота уступа	м	5	5	10
Количество смен на отработке блока	смен	7	7	15
Сменная производительность экскаватора	м³/смена	2 420	2 274	2 412
Требуемый объём блока	м³	16 937	15 918	36 180
Линия сопротивления по подошве от ряда скважин	м	3.0	5.5	5.5
Расстояние между рядами скважин	м	3.0	5.5	5.5
Количество рядов скважин	ряд	10	5	5
Ширина взрываемого блока	м	30	30	30
Длина взрываемого блока	м	110	120	130
Расстояние между скважинами в ряду	м	3.0	5.5	5.5
Количество скважин в одном ряду	скв.	37	22	24
Общее количество скважин на блоке	скв.	370	110	120
Глубина скважины	м	6.1	6.3	12.4
Суммарный объём бурения на обуреваемом блоке	п.м.	2 257	693	1 488
Сменная производительность бурового станка	п.м./см	540	230	230
Количество смен на бурении	смен	4.2	3.0	6.5

3.6.2.4 Вторичное дробление

По результатам расчётов размера максимально допустимых размеров кусков (таблица 3.20), в проекте принято, что к негабаритам относятся куски пород с размером (l_n) более 0,6 м на руде и 1.25 м на вскрыше. Средний выход негабарита (μ_n) принимается равным ~6,0%.

Дробление негабаритов осуществляется взрывным способом - шпуровым методом и методом накладных зарядов (в зависимости от размера кусков).

Негабарит размещается около бурового блока, за пределами активной зоны работы оборудования, к нему должен быть обеспечен свободный доступ и безопасность бурильщиков шпуров и взрывперсонала. В заявке на бурение негабарита, подаваемой участку БВР горными участками рудников, должны быть указаны:

- количество подлежащих взрыванию негабаритных кусков;
- объем (размеры) каждого негабаритного куска.

После получения заявки разрабатывается паспорт бурения негабаритов, в котором указывается требуемое количество и глубина шпуров.

Шпуры заряжаются во время подготовки массового взрыва и взрываются одновременно с ним.

Непосредственно перед производством взрывных работ (не позднее чем за сутки до взрыва) каждый негабаритный кусок должен быть пронумерован и сдан по акту горными участками взрывперсоналу БВР.

3.6.2.5 Расчёт потребного количества взрывчатых материалов

Годовой расход ($Q_{\text{год}}$) ВВ на карьере для i -го типа горной массы определяется по формуле:

$$Q_{\text{год},i} = A_i \times g_i, \text{ кг}, \quad (3.35)$$

где

A_i – годовая производительность карьера по i -му типу горной массы, м³;

g_i – удельный расход ВВ по i -му типу пород, кг/м³.

Удельный расход патронов-боевиков принят исходя из следующих условий:

- при отработке подступов высотой 5 м, инициирование скважин производится одним патроном-боевиком;
- при отработке уступов высотой 10 м, инициирование скважин производится двумя патронами-боевиками
- при дроблении негабарита принято: средний условный диаметр негабарита ~1.7 м, средний расход патронированного ВВ - на один негабарит 1 патрон-боевик.

Исходя из этого, приняты следующие удельные нормы расхода патронированного ВВ:

- руда – 0.0222 шт./м³;
- вскрыша – 0.0066 шт./м³;
- негабарит – 0.05 шт./м³.

Удельный расход волноводов рассчитан исходя из следующих условий:

- за комплект волноводов принят комплект, состоящий из шести волноводов для инициирования скважинных зарядов (типа СИНВ-С) и один волновод для передачи детонации по поверхности (типа СИНВ-П);
- при производстве БВР один патрон-боевик инициируется одним волноводом СИНВ-С (одним комплектом инициируется: при взрывании рудных блоков (5 м) – 6 скважин, при взрывании вскрышных блоков (10 м) – 3 скважины, при дроблении негабаритов – 6 негабаритов).

Исходя из этого, приняты следующие удельные нормы расхода волноводов:

- руда – 0.0037 компл./м³;
- вскрыша – 0.0011 компл./м³;
- негабарит – 0.008 компл./м³.

Расчет расхода ВВ и средств взрывания приведен в таблице 3.27 (по усредненным данным) и в таблицы 3.28 (по годам).

Таблица 3.27: Расчёт годового расхода ВМ

Показатели	Ед. изм.	Величина		
		Руда	Вскрыша	Негабарит
Годовая производительность рудника	тыс. м ³ /год	282	4 834	307
Удельные показатели				
Удельный расход основного ВВ	кг/м ³	1.0	0.6	
Удельный расход патронов-боевиков	шт./м ³	0.0222	0.0066	0.05
Волноводы	компл./м ³	0.0037	0.0011	0.008
Общий расход				
Расход основного ВВ	т.	290.4	2 900.6	0.0
<i>Изданит</i>	<i>т.</i>	232.3	2 320.5	0.0
<i>Водоустойчивое ВВ</i>	<i>т.</i>	58.1	580.1	0.0
Расход патронов-боевиков	шт.	6 258	31 906	15 349
	т	2.50	12.76	6.14
Волноводы	комплект	1 043	5 318	2 456

Таблица 3.28: Расчёт годового расхода ВМ по годам

Показатели		Ед. изм.	Среднее	Величина по годам							
				-2	-1	1	2	3	4	5	
				2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	
Годовая производительность рудника		Руда	тыс. м³/год	281.9			149	298	307	311	291
		Вскрыша	тыс. м³/год	4 834	1 500	12 354	8 555	13 732	9 568	9 448	4 427
		Негабарит	тыс. м³/год	304.6	90	741	522	842	592	586	283
Удельный расход	Основное ВВ	Руда	кг/м³	1.03	1.03	1.03	1.03	1.03	1.03	1.03	1.03
		Вскрыша	кг/м³	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60
	Удельный расход патронов-боевиков	Руда	шт./м³	0.0222	0.0222	0.0222	0.0222	0.0222	0.0222	0.0222	0.0222
		Вскрыша	шт./м³	0.0066	0.0066	0.0066	0.0066	0.0066	0.0066	0.0066	0.0066
		Негабарит	шт./м³	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05
	Волноводы	Руда	компл./м³	0.0037	0.0037	0.0037	0.0037	0.0037	0.0037	0.0037	0.0037
		Вскрыша	компл./м³	0.0011	0.0011	0.0011	0.0011	0.0011	0.0011	0.0011	0.0011
		Негабарит	компл./м³	0.008	0.008	0.008	0.008	0.008	0.008	0.008	0.008
	Общий расход	Расход основного ВВ	Руда	т.	290.4			153.2	307.3	315.8	320.1
Вскрыша			т.	2 900.6	900	7 413	5 133	8 239	5 741	5 669	2 656
Игданит		Руда	т.	232.3			122.6	245.8	252.6	256.1	239.8
		Вскрыша	т.	2 153.0	720	5 930	4 106	6 592	4 593	4 535	2 125
Водоустойчивое ВВ		Руда	т.	58.1			30.6	61.5	63.2	64.0	59.9
		Вскрыша	т.	538.3	180	1 483	1 027	1 648	1 148	1 134	531
Патронированное ВВ		Руда	шт.	6 258			3 302	6 623	6 807	6 900	6 459
		Вскрыша	шт.	29 604	9 901	81 538	56 462	90 634	63 147	62 355	29 220
		Негабарит	шт.	14 302	4 501	37 063	26 111	42 092	29 623	29 276	14 155
		Итого	шт.	50 165	14 402	118 601	85 875	139 349	99 577	98 531	49 834
		т	20.1	5.8	47.5	34.3	55.7	39.8	39.4	19.9	
Волноводы		Руда	комплект	1 043.1			550	1 104	1 135	1 150	1 077
		Вскрыша	комплект	4 934.2	1 650	13 590	9 410	15 106	10 525	10 393	4 870
		Негабарит	комплект	2 288.3	720	5 930	4 178	6 735	4 740	4 684	2 265

продолжение таблицы 3.28

Показатели		Ед. изм.	Среднее	Величина по годам							
				6	7	8	9	10	11	12	
				2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039	
Годовая производительность рудника		Руда	тыс. м³/год	281.9	294	284	299	278	322	272	279
		Вскрыша	тыс. м³/год	4 834	2 487	1 532	1 266	825	973	760	253
		Негабарит	тыс. м³/год	304.6	167	109	94	66	78	62	32
Удель- ный рас- ход	Основное ВВ	Руда	кг/м³	1.03	1.03	1.03	1.03	1.03	1.03	1.03	1.03
		Вскрыша	кг/м³	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60
	Удельный расход патро- нов-боевиков	Руда	шт./м³	0.0222	0.0222	0.0222	0.0222	0.0222	0.0222	0.0222	0.0222
		Вскрыша	шт./м³	0.0066	0.0066	0.0066	0.0066	0.0066	0.0066	0.0066	0.0066
		Негабарит	шт./м³	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05
	Волноводы	Руда	компл./м³	0.0037	0.0037	0.0037	0.0037	0.0037	0.0037	0.0037	0.0037
		Вскрыша	компл./м³	0.0011	0.0011	0.0011	0.0011	0.0011	0.0011	0.0011	0.0011
		Негабарит	компл./м³	0.008	0.008	0.008	0.008	0.008	0.008	0.008	0.008
Общий расход	Расход основного ВВ	Руда	т.	290.4	303.2	292.3	307.6	286.2	332.2	279.8	286.9
		Вскрыша	т.	2 900.6	1 492	919	760	495	584	456	152
	В т. ч. Игданит	Руда	т.	232.3	242.6	233.8	246.1	229.0	265.8	223.8	229.5
		Вскрыша	т.	2 153.0	1 194	735	608	396	467	365	122
	Водоустойчивое ВВ	Руда	т.	58.1	60.6	58.5	61.5	57.2	66.4	56.0	57.4
		Вскрыша	т.	538.3	298	184	152	99	117	91	30
	Патронированное ВВ	Руда	шт.	6 258	6 535	6 300	6 629	6 168	7 159	6 032	6 183
		Вскрыша	шт.	29 604	16 411	10 110	8 355	5 446	6 425	5 015	1 670
		Негабарит	шт.	14 302	8 343	5 447	4 694	3 309	3 888	3 094	1 595
		Итого	шт.	50 165	31 289	21 857	19 678	14 923	17 472	14 141	9 448
			т	20.1	12.5	8.7	7.9	6.0	7.0	5.7	3.8
	Волноводы	Руда	комплект	1 043.1	1 089	1 050	1 105	1 028	1 193	1 005	1 031
		Вскрыша	комплект	4 934.2	2 735	1 685	1 393	908	1 071	836	278
		Негабарит	комплект	2 288.3	1 335	871	751	529	622	495	255

3.6.2.6 Общие параметры буровзрывных работ

Общие параметры буровзрывных работ приведены в таблице 3.29.

В процессе эксплуатации месторождения параметры БВР уточняются для конкретных условий и корректируются. В трудновзрываемых породах при необходимости первый ряд рекомендуется обуривать спаренными скважинами.

Таблица 3.29. Общие параметры основных буровзрывных работ

Наименование	Ед. изм.	Величина		
		Руда	Вскрыша	
			5 м	10 м
Наименование применяемого ВВ		Игданит	Игданит	Игданит
Плотность заряжения ВВ	кг/м ³	1000	1000	1000
Высота уступа	м	5	5	10
Диаметр взрывных скважин	м	0.105	0.165	0.165
Периодичность отбойки	смен	4	3	7
Удельный расход ВВ	кг/м ³	1.03	0.60	0.60
Линия сопротивления по подошве уступа	м	3	5.5	5.5
Вместимость 1м скважины	кг	8.7	21.4	21.4
Параметры взрывания скважин				
углы наклона скважин первого ряда	град	90	90	75
углы наклона скважин последующих рядов	град	90	90	75
расстояние между скважинами в первом ряду	м	3	5.5	5.5
расстояние между скважинами в последующих рядах	м	3	5.5	5.5
расстояние между рядами скважин	м	3	5.5	5.5
длина перебура	м	1.1	1.3	2.0
длина скважины	м	6.1	6.3	12.4
длина забойки	м	1.1	2.3	3.4
длина заряда	м	5	4	9
общая масса заряда в одной скважине	кг	46	91	182
коэффициент заполнения скважин		0.82	0.63	0.73
Линейные показатели				
Суммарная величина выполняемых буровых работ между взрывами	п.м	2 257	693	1 488
Общее количество пробуриваемых скважин	шт.	370	110	120
Количество рядов скважин	ряд	10	5	5
Количество скважин в ряду	шт.	37	22	24
Ширина взрывного блока	м	30	28	28
Длина взрывного блока	м	110	120	130
Объёмные показатели:				
Объем взрывного блока	м ³	16 937	15 918	36 180
Средний объем пород, отбиваемый одним зарядом	м ³	45	151	303
Средний выход породы с 1м скважин	м ³	7.4	24.0	24.4
Объем бурения на 1000м ³ отбиваемых пород	п.м	135	42	41

3.6.3 Расчёт параметров опасных зон

Опасные зоны при взрывных работах рассчитаны в соответствии с «Правилами обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих взрывные работы и работы со взрывчатыми материалами промышленного назначения» (далее по тексту «ПОПБ при БВР»). В проекте определены опасные зоны для людей, механизмов и сооружений от разлёта осколков породы, от сейсмического эффекта, от действия ударной воздушной волны.

Опасная зона по разлёту отдельных кусков породы

Расстояние $r_{\text{разл}}$ (м), опасное для людей по разлёту отдельных кусков породы при взрывании скважинных зарядов, рассчитанных на разрыхляющее (дробящее) действие, определяется по формуле:

$$r_{\text{разл}} = 1250 * \eta_z * \sqrt{\frac{f}{1+\eta_{\text{заб}}} * \frac{d}{a^2}}; \text{ м} \quad (3.37)$$

где:

η_z - коэффициент заполнения скважины взрывчатым веществом;

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

f - коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протоdjяконова;

d - диаметр взрывающей скважины, м;

a - расстояние между скважинами в ряду или между рядами, м.

Коэффициент заполнения скважин взрывчатым веществом η_z равен отношению длины заряда в скважине $l_{\text{зар}}$ (м) к глубине пробуренной скважины $L_{\text{скв}}$ (м):

$$\eta_z = l_{\text{зар}} / L_{\text{скв}}; \quad (3.38)$$

Коэффициент заполнения скважины забойкой $\eta_{\text{заб}}$ равен отношению длины забойки $l_{\text{заб}}$ (м) к длине свободной от заряда верхней части скважины l_n (м):

$$\eta_{\text{заб}} = l_{\text{заб}} / l_n; \quad (3.39)$$

Величина принятых показателей и расчёт размеров зоны безопасности по разлёту отдельных кусков породы приведён в таблице 3.30.

Опасная зона сейсмическому воздействию

Размеры опасной зоны определялись по двум вариантам:

1 вариант – при единовременном взрывании группы из $N_{\text{зар}}$ зарядов общей массой $Q_{\text{масс.взрыв}}$

Безопасное расстояние по сейсмическому воздействию определяется по формуле:

$$r_c^1 = \sqrt[6]{N_{\text{зар}}} * K_r * K_c * K_{\text{усл.взрыв}} * \sqrt[3]{Q_{\text{масс.взрыв}}}, \text{ м} \quad (3.40)$$

где:

$N_{\text{зар}}$ – количество одновременно взрывающихся зарядов, зар.;

K_r – коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого здания (сооружения).

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

$K_{\text{усл.взрыв}}$ - коэффициент, зависящий от условий взрывания.

$Q_{\text{масс.взрыв}}$ – суммарное количество взрывчатых веществ.

Коэффициенты K_r , K_c и $K_{\text{усл.взрыв}}$ принимаются согласно Приложения 11 ПОПБ при БВР.

$N_{\text{зар}}$ и $Q_{\text{масс.взрыв}}$ – показатели взрывных работ

2 вариант - при неодновременном взрывании $N_{\text{зар}}$ зарядов ВВ общей массой $Q_{\text{масс.взрыв}}$ с количеством серий замедления $N_{\text{сер}}$ со временем замедления между взрывами каждой серии не менее 20 мс.

Безопасное расстояние по данному варианту определяется по формуле

$$r_c^2 = \frac{K_r * K_c * K_{\text{Усл.взрыв}}}{\sqrt[4]{N_{\text{сер}}}} * \sqrt[3]{Q_{\text{масс.взрыв}}}, \text{ м} \quad (3.41)$$

Величина принятых показателей и расчёт размеров зоны безопасности по сейсмическому воздействию приведён в таблице 3.30, в качестве принятого безопасного расстояния принимается наибольшая величина.

Опасная зона действию ударной воздушной волны

Размеры опасной зоны по воздействию УВВ определялся по формуле:

$$r_{\text{УВВ}} = 65 \sqrt{Q_3} * K_{\text{замедл.}} * K_{\text{отр.темпер.}} * K_{\text{пород СНИП}}; \text{ м} \quad (3.42)$$

где:

$K_{\text{замедл.}}$ – коэффициент, учитывающий время замедления между группами скважин;

$K_{\text{отр.темпер.}}$ – коэффициент, учитывающий влияние отрицательных температур;

$K_{\text{пород СНИП}}$ – коэффициент, учитывающий группу пород по сложности взрывания

Q_3 – эквивалентная масса заряда, кг.

коэффициенты $K_{\text{замедл.}}$, $K_{\text{отр.темпер.}}$ и $K_{\text{пород СНИП}}$ – принимаются согласно Приложения 11 ПОПБ при БВР

Эквивалентная масса заряда определяется по формуле

$$Q_3 = 12 * P * d_{\text{СКВ}} * K_3 * n_{\text{СКВ}}^{1 \text{ сер.}}; \text{ м} \quad (3.43)$$

где:

P – вместимость одного п.м. скважины, кг;

$d_{\text{СКВ}}$ – диаметр заряда (скважины), м;

K_3 – коэффициент, учитывающий соотношение длины забойки или свободного пространства к диаметру скважин (определяется из Приложения 11 ПОПБ при БВР);

$n_{\text{СКВ}}^{1 \text{ сер.}}$ – количество скважин в одной серии замедления.

Величина принятых показателей и расчёт размеров зоны безопасности по воздействию ударной воздушной волны приведён в таблице 3.30

Согласно требованиям ПОПБ при БВР величина всех зон безопасности округлена в большую сторону кратно 50 м.

Таблица 3.30: Расчёт размеров зон безопасности при производстве БВР

Показатели	Ед. изм.	Величина		
		Руда	Вскрыша	
			5 м	10 м
Зона безопасности по разлёту осколков				
Расстояние между скважинами в ряду	м	3.0	5.5	5.5
Диаметр скважин	м	0.105	0.165	0.165
Коэффициент крепости по Протодяконову	б.р.	8.25	8.25	8.25
Коэффициент заполнения скважин ВВ	б.р.	0.82	0.63	0.73
Длина скважины	м	6.1	6.3	12.4
Длина заряда	мм	5.0	4.0	9.0
Коэффициент заполнения скважины забойкой	б.р.	0.18	0.37	0.27
Длина забойки	м	1.1	2.3	3.4
Расчётная величина зоны безопасности по разлёту кусков породы	м	293	144	170
Принятая величина зоны безопасности по разлёту кусков породы	м	350		
Зона безопасности по сейсмическому воздействию				
Коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого здания (сооружения)	б.р.	8	8	8
Коэффициент, зависящий от типа здания (сооружения) и характера застройки	б.р.	1	1	1
Коэффициент, зависящий от условий взрывания	б.р.	1	1	1
Суммарная масса взрываемых зарядов	кг	17 020	10 010	21 840
Суммарное количество зарядов во взрываеом блоке	заряд	370	110	120
Расчётная величина зоны безопасности по сейсмическому воздействию при единовременном взрывании	м	551	377	497
Минимальное число серий замедлений	серии	10	5	4
Расчётная величина зоны безопасности по сейсмическому воздействию при короткозамедленном взрывании	м	115.7	115.3	149.5
Принятая величина зоны безопасности по сейсмическому воздействию	м	650		
Зона безопасности по воздействию ударной воздушной волны				
Вместимость погонного метра скважины	кг	8.7	21.4	21.4
Коэффициент длины заряда	б.р.	47.6	24.2	54.5
коэффициент отношения длины забойки к диаметру заряда	б.р.	10.5	13.9	20.6
Коэффициент, учитывающий соотношение длины забойки или свободного пространства к диаметру скважин	б.р.	0.020	0.003	0.002
Количество скважин в 1 серии замедлений	скв.	37	22	24
Эквивалентная масса заряда	кг	8.1	2.8	2.0
Коэффициент, учитывающий время замедления между сериями	б.р.	1.5	1.5	1.5
Коэффициент, учитывающий температуру воздуха	б.р.	1.5	1.5	1.5
Коэффициент, учитывающий группу пород по сложности взрывания	б.р.	1.5	1.5	1.5
Расчётная величина зоны безопасности по воздействию УВВ	м	625	367	313
Принятая величина зоны безопасности по воздействию ударной воздушной волны	м	650		

3.6.4 Хранение взрывчатых материалов

3.6.4.1 Определение количества складироваемых взрывчатых материалов

Для хранения взрывчатых материалов данным проектом предусматривается обустройство постоянного, расходного склада ВМ поверхностного типа.

Исходя из планов производства буровзрывных работ, ёмкость склада должна обеспечивать возможность хранения ВМ в количестве достаточном для обеспечения взрывных работ в течении вахты (полуторную норму расхода ВМ на вахту).

Расчёт количества ВМ необходимого для обеспечения взрывных работ в течении вахты приведён в таблице 3.31.

Таблица 3.31: Расчёт количества взрывчатых материалов предусмотренных к хранению на складе

Показатели	Ед. изм	Величина
Годовой расход		
Расход основного ВВ	т.	3 191.0
<i>В том числе: Игданит</i>	<i>т.</i>	2 552.8
<i>Водоустойчивое ВВ</i>	<i>т.</i>	638.2
Расход патронов-боевиков	шт.	38 164.0
	т	15.27
Волноводы	комплект	6 361.0
Суммарное количество взрывов	взрыв	105.0
Количество взрывов с ДШ	взрыв	11.0
Расход ДШ на 1 взрыв	п.м.	2 700
ДШ	п.м.	29 700
ОШ	п.м.	19200
КД	шт.	6800
ЭД	шт.	700
ЭЗОШ	шт.	700
Объём хранения		
Основного ВВ	т.	200
<i>В том числе: Игданит</i>	<i>т.</i>	160
<i>Водоустойчивое ВВ</i>	<i>т.</i>	40
Патроны-боевики	шт.	2390
	т	1.0
Волноводы	комплект	400
ДШ	п.м.	15 000
	бухт	150
	упаковка	15
ОШ	п.м.	9 600
	бухт	100
	упаковка	10
КД	шт.	3 400
	упаковка	68
ЭД	шт.	700
	упаковка	14
ЭЗОШ	шт.	700
	упаковка	14

Согласно данного расчёта суммарное количество ВВ, планируемого к хранению, составляет ~230 тонн, из которых ~180 тонн составляет игданит (аммиачная селитра) и ~50 тонн водостойчивое ВВ, а также средства инициирования.

Исходя из этого, для хранения взрывчатых материалов предусматривается использование стандартных 40-тонных (40-футовых) контейнеров, обшитых внутри инертными материалами и обработанных огнезащитными растворами в соответствии с правилами пожарной безопасности РК. Планируется использование шести контейнеров для хранения аммиачной селитры, двух контейнеров для хранения водоустойчивых ВВ и одного контейнера для хранения СИ.

3.6.4.2 Расчёт параметров опасных зон для склада ВМ

Для склада ВМ определялись параметры (размеры) следующих зон безопасности: зона безопасности по сейсмическому воздействию, зона безопасности по воздействию ударной воздушной волны и безопасные расстояния по передаче детонации.

Величина зоны безопасности по сейсмическому воздействию определялась по формуле

$$r_{\text{с}}^{\text{складВМ}} = K_{\text{г}} * K_{\text{с}} * K_{\text{усл.взрыв}} * \sqrt[3]{Q_{\text{хран.ВМ}}}, \text{ м} \quad (3.44)$$

где:

$Q_{\text{хран.ВМ}}$ – количество хранимого ВМ

Величина зоны безопасности по воздействию ударной воздушной волны принималась из таблицы 3 Приложения 11 ПОПБ при БВР

Безопасные расстояния по передаче детонации определялись по формуле:

$$r_{\text{д}}^{\text{ВВ1-ВВ2}} = k_{\text{д}}^{\text{ВВ1-ВВ2}} * \sqrt[3]{Q_{\text{ВВ}}} * \sqrt[4]{b} \quad (3.45)$$

где:

$k_{\text{д}}^{\text{ВВ1-ВВ2}}$ – коэффициент, значение которого зависит от вида взрывчатых материалов зарядов и условий взрыва (принимается по таблице 4 Приложения 11 ПОПБ при БВР)

$Q_{\text{ВВ}}$ – масса ВВ активного заряда, кг;

b - меньший линейный размер пассивного заряда (ширина штабеля), м

Расчёт параметров зон безопасности для склада ВМ приведён в таблице 3.32

На основании рассчитанного безопасного расстояния по условию передачи детонации определена схема размещения хранилищ ВМ. Кроме того, каждое хранилище ВМ для безопасности обваловывается насыпным валом высотой ~3 м (рисунок 3.10)

Таблица 3.32: Расчёт размеров зон безопасности при хранении ВМ

Показатели	Ед. изм.	Величина
Зона безопасности по сейсмическому воздействию		
Коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого здания (сооружения)	б.р.	12
Коэффициент, зависящий от типа здания (сооружения) и характера застройки	б.р.	1.0
Коэффициент, зависящий от условий взрывания	б.р.	0.5
Суммарная масса заряда	кг	200 000
Расчётная величина зоны безопасности по сейсмическому воздействию при одновременном взрывании	м	360
Принятая величина зоны безопасности по сейсмическому воздействию	м	450
Зона безопасности по воздействию ударной воздушной волны от обвалованного склада ВМ (согласно таблице 3 Приложения 11 ПОПБ при БВР)		
Допустимые расстояния по действию воздушной волны от складов ВМ и аналогичных мест хранения ВМ до карьера и/или хвостохранилища	м	220
Допустимые расстояния по действию воздушной волны от складов ВМ и аналогичных мест хранения ВМ до обогатительного комплекса	м	450
Принятое расстояние	м	450
Безопасные расстояния по передаче детонации (конфигурация рудного склада)		
Коэффициент, учитывающий виды ВМ и условия их размещения.	б.р.	0.30
	б.р.	0.60
	б.р.	0.30
	б.р.	0.80
	б.р.	0.60
	б.р.	0.70
	б.р.	0.20
	б.р.	0.40
Масса ВВ активного заряда в 1 хранилище (для ВВ двоярный контейнер, для СИ одиночный контейнер)	кг	80 000
	кг	80 000
	кг	25
меньший линейный размер пассивного заряда (ширина штабеля)	м	2.5
безопасное расстояние от центра активного до поверхности пассивного заряда	м	16
	м	33
	м	16
	м	33
	м	38
	м	0.7
	м	1.5
Рекомендуемые расстояния:		
между контейнерами с аммиачной селитрой	м	20
между контейнерами с аммиачной селитрой и водостойчивым ВВ	м	35
между контейнерами с аммиачной селитрой и СИ	м	20
между контейнерами с водостойчивым ВВ и СИ	м	40

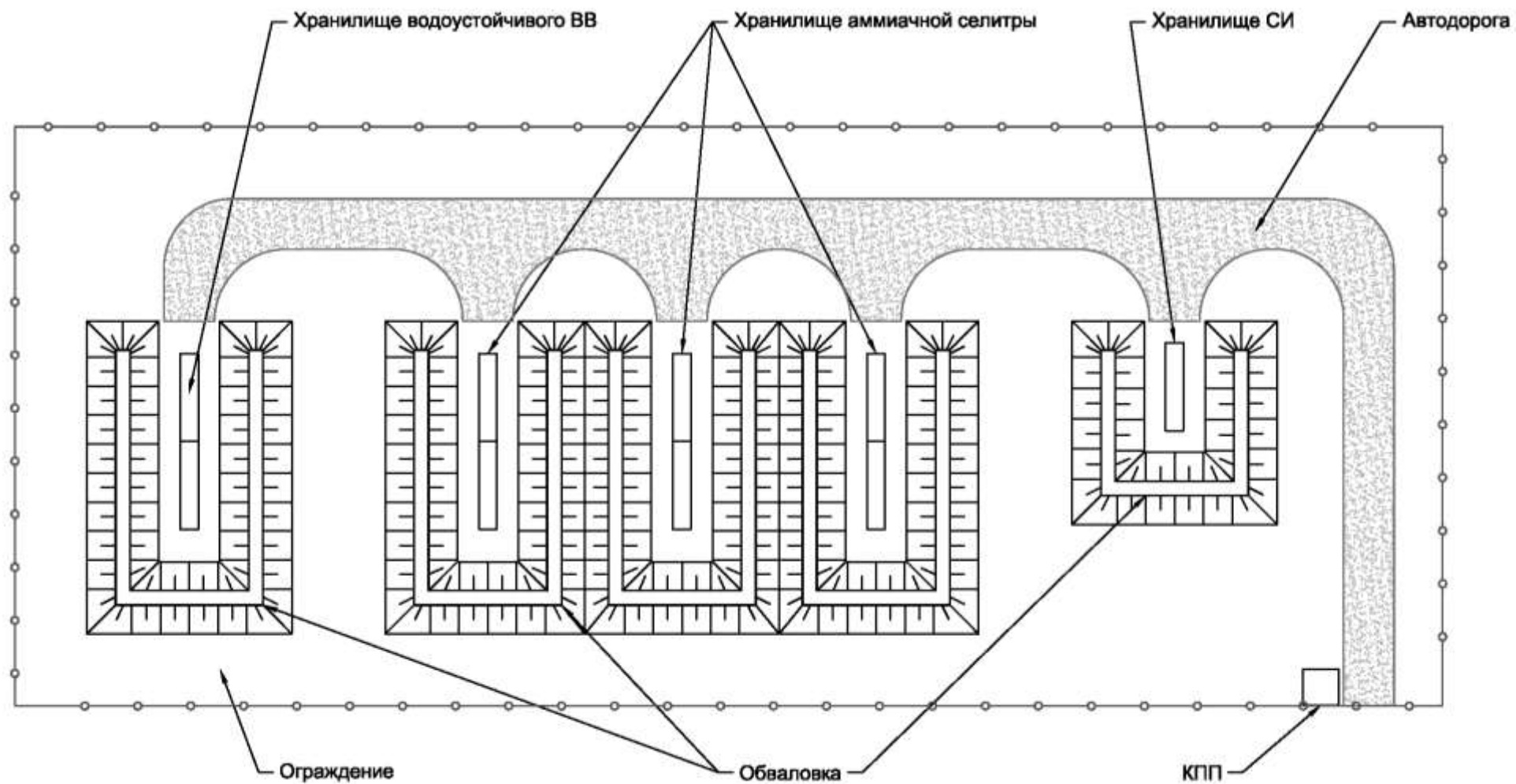


Рисунок 3.10: Схема расходного склада ВМ

3.7 Выемочно-погрузочные работы

3.7.1 Обоснование применяемого выемочно-погрузочного оборудования

По сложности инженерно-геологических условий согласно «Инструкции по изучению инженерно-геологических условий месторождений твёрдых полезных ископаемых при их разведке» (ВСЕГИНГЕО, 1975г.), месторождение Находка относится к типу 3б - с инженерно-геологическими условиями средней сложности (трещиноватые скальные породы с локальными неблагоприятными зонами, связанными с тектоническими нарушениями).

Учитывая среднюю производительность карьера по горной массе (~5 млн. м³/год) в качестве основного выемочно-погрузочного оборудования в карьере предлагается гидравлический экскаватор типа «обратная лопата», производства компании SANY, с ёмкостью ковша 4.6 м³.

Конструктивные и технологические преимущества принятых проектом гидравлических экскаваторов по сравнению с механическим (канатным) экскаватором заключаются в следующем:

- дополнительная степень свободы рабочего оборудования (одновременная подвижность стрелы, рукояти и ковша), обеспечивающая получение регулируемой траектории черпания;
- в 1,5 – 2,5 раза меньшая удельная (на 1 м³ вместимости ковша) металлоёмкость конструкции;
- большее в 2-2,2 раза усилие копания;
- быстрый монтаж (демонтаж) рабочего оборудования, позволяющий использовать на одной машине различные его конструкции, что обеспечивает в заданный момент соответствие технологических параметров экскаватора условиям разработки;
- независимость движения напора, подъёма и поворота ковша облегчают разборку подошвы забоя и селективную выемку;
- параметры рабочего оборудования позволяют значительно увеличить объем горной массы, вынимаемый экскаватором в забое, с одного места стояния.

В таблице 3.33 приведены основные технические характеристики принятых экскаваторов.

Таблица 3.33: Техническая характеристика карьерных экскаваторов

Наименование показателей	Ед. изм	Величина	
		Руда	Вскрыша
Модель экскаватора		SANY SY750H	
Тип экскаватора		Обратная лопата	
Вместимость ковша	м ³	4.6	4.6
Максимальный радиус черпания на уровне стояния	м	12.0	12.0
Максимальная высота черпания	м	11.2	11.2
Максимальная высота разгрузки	м	7.3	7.3
Максимальная глубина черпания	м	7.6	7.6
Максимальная эффективная глубина черпания	м	7.2	7.2
Продолжительность цикла	с	22.0	22

3.7.2 Технология выемки горной массы и параметры забоев

Выемка горной массы в карьере месторождения Находка принимается горизонтальными слоями. Высота вскрышного уступа принимается 10 м., рудные зоны отрабатываются подступами высотой по 5 м.

При производстве вскрышных и добычных работ экскаваторы работают в торцовом (боковом) забое, который обеспечивает максимальную производительность экскаватора, что объясняется небольшим средним углом поворота к разгрузке (не более 90^0), удобной подачей автосамосвалов под погрузку.

При нарезке новых горизонтов (проходке траншей) принят тупиковый забой.

3.7.3 Расчёт производительности выемочно-погрузочного оборудования и его количества

Производительность экскаваторов при погрузке горной массы определена по формулам:

Теоретическая производительность экскаватора.

$$Q_{\text{теор}}^{\text{экс.}} = \frac{3600 * E}{t_{\text{ц}}}, \text{ м}^3/\text{ч} \quad (3.47)$$

где:

E – геометрическая ёмкость ковша экскаватора, м^3 ;

$t_{\text{ц}}$ – продолжительность цикла, с.

Техническая производительность экскаватора

$$Q_{\text{тех}}^{\text{экс.}} = Q_{\text{теор}}^{\text{экс.}} * k_{\text{экс}} * \frac{t_{\text{р}}}{t_{\text{р}} + t_{\text{п}}}, \text{ м}^3/\text{ч} \quad (3.48)$$

где:

$t_{\text{р}}$ – продолжительность работы экскаватора на одном месте, мин;

$t_{\text{п}}$ – время на передвижку экскаватора, мин;

$k_{\text{экс}}$ – коэффициент экскавации

$$k_{\text{экс}} = \frac{k_{\text{н}}^{\text{ковш}}}{k_{\text{р}}^{\text{ковш}}} \quad (3.49)$$

где:

$k_{\text{н}}^{\text{ковш}}$ – коэффициент наполнения ковша экскаватора;

$k_{\text{р}}^{\text{ковш}}$ – коэффициент разрыхления горной массы в ковше экскаватора;

Эксплуатационная сменная производительность

$$Q_{\text{см.}}^{\text{экс.}} = Q_{\text{тех}}^{\text{экс.}} * T_{\text{см}}^{\text{р.в.}} * k_{\text{и.с.}}^{\text{экс.}}, \text{ м}^3/\text{смену} \quad (3.50)$$

где:

$T_{\text{см}}^{\text{р.в.}}$ - Количество часов работы в смену, за вычетом времени на обед и подготовительно-заключительные работы, ч.;

$k_{\text{и.с.}}^{\text{экс.}}$ – коэффициент использования экскаватором сменного времени

Суточная производительность:

$$Q_{\text{сут}}^{\text{экс.}} = Q_{\text{см.}}^{\text{экс.}} * n_{\text{см.}}^{\text{экс.}}, \text{ м}^3/\text{сутки} \quad (3.51)$$

где:

$n_{\text{см.}}^{\text{экс.}}$ - количество рабочих смен в сутки, смен.

Месячная производительность:

$$Q_{\text{мес}}^{\text{экс.}} = Q_{\text{сут}}^{\text{экс.}} * n_{\text{сут.}}^{\text{экс.}}, \text{ м}^3/\text{месяц} \quad (3.52)$$

где:

$n_{\text{сут.}}^{\text{экс.}}$ – среднее количество дней работы экскаватора на выемке в месяц, суток;

Годовая производительность

$$Q_{\text{год}}^{\text{экс.}} = Q_{\text{мес}}^{\text{экс.}} * n_{\text{мес.}}^{\text{экс.}}, \text{ м}^3/\text{год} \quad (3.53)$$

где:

$n_{\text{мес.}}^{\text{экс.}}$ - количество рабочих месяцев в году.

По аналогии с расчётами парка буровых станков, производительность экскаваторов рассчитана в двух вариантах: по средней величине объёмов горной массы (таблица 3.34) и по годам эксплуатации (таблица 3.35)

Таблица 3.34: Расчёт производительности выемочно-погрузочного оборудования

Показатели	Ед. изм.	Величина		
		Руда	Вскрыша	
			5 м	10 м
Плотность горных пород		2.81	2.78	2.78
Ёмкость ковша экскаватора	м ³	4.6	4.6	4.6
Продолжительность цикла	с	22.0	22.0	22.0
Коэффициент наполнения ковша экскаватора	б.р.	0.75	0.70	0.70
Коэффициент разрыхления породы в ковше	б.р.	1.5	1.5	1.5
Коэффициент экскавации	б.р.	0.5	0.47	0.47
Продолжительность работы на 1 месте	мин.	6	6	10
Продолжительность передвижки	мин.	1	1	1
Продолжительность 1 смены	час	10	10	10
Коэффициент использования сменного времени	б.р.	0.75	0.75	0.75
Количество смен в сутки	смен	2	2	2
Количество рабочих дней в месяц	дней	30	30	30
Количество рабочих месяцев в год	месяц	12	12	12
Производительность				
Теоретическая	м ³ /ч	752.7	752.7	752.7
Техническая	м ³ /ч	322.6	303.2	321.6
Сменная	м ³ /смена	2 420	2 274	2 412
Суточная	м ³ /сутки	4 839	4 548	4 824
Месячная	тыс. м ³ /месяц	145.2	136.4	144.7
Годовая	тыс. м ³ /год	1 742.4	1 636.8	1 736.4
	тыс. т/год	4 889.2	4 548.2	4 824.9
Средняя производительность карьера по видам горной массы	тыс. м ³ /год	281.9	4 834.3	4 834.3
	тыс. т/год	791.0	13 433	13 433
Расчётное количество экскаваторов	шт.	0.2	3.0	2.8
	шт.	3.0		
Принятое количество экскаваторов	шт.	4		

Как видно из расчётов, требуемое расчётное количество экскаваторов составляет 3 единицы.

Исходя из тех же критериев обоснования требуемого количества оборудования, что и для буровых станков, принимаем инвентарное количество экскаваторов равным **4 единицам**.

Таблица 3.35: Расчёт производительности выемочно-погрузочного оборудования с разбивкой по годам

Показатели		Ед. изм.	Среднее	Величина по годам						
				-2	-1	1	2	3	4	5
				2026	2027	208	2029	2030	2031	2032
Годовая производительность рудника по горной массе	Руда	тыс. м³/год	281.9	0.0	0.0	148.7	298.3	306.6	310.8	291.0
		тыс. т/год	791.0	0.0	0.0	407.5	820.1	843.4	861.1	817.1
	Вскрыша	тыс. м³/год	4 834	1 500	12 354	8 555	13 732	9 568	9 448	4 427
		тыс. т/год	13 433	4 171	34 345	23 788	38 185	26 608	26 268	12 300
Годовая производительность экскаватора	Руда	тыс. м³/год	1 742	1 742	1 742	1 742	1 742	1 742	1 742	1 742
		тыс. т/год	4 889	4 889	4 889	4 889	4 889	4 889	4 889	4 889
	Вскрыша	тыс. м³/год	1 687	1 687	1 687	1 687	1 687	1 687	1 687	1 687
		тыс. т/год	4 687	4 687	4 687	4 687	4 687	4 687	4 687	4 687
Требуемое количество экскаваторов	Руда	шт.	1	0	0	1	1	1	1	1
	Вскрыша	шт.	3	1	8	6	9	6	6	3
	Итого	шт.	4	1	8	7	10	7	7	4

Показатели		Ед. изм.	Среднее	Величина по годам						
				6	7	8	9	10	11	12
				2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039
Годовая производительность рудника по горной массе	Руда	тыс. м³/год	281.9	294.4	283.8	298.6	277.8	322.5	271.7	278.5
		тыс. т/год	791.0	828.1	803.0	845.1	788.6	917.8	773.3	786.5
	Вскрыша	тыс. м³/год	4 834	2 487	1 532	1 266	825	973	760	253
		тыс. т/год	13 433	6 902	4 244	3 504	2 278	2 685	2 094	691
Годовая производительность экскаватора	Руда	тыс. м³/год	1 742	1 742	1 742	1 742	1 742	1 742	1 742	1 742
		тыс. т/год	4 889	4 889	4 889	4 889	4 889	4 889	4 889	4 889
	Вскрыша	тыс. м³/год	1 687	1 687	1 687	1 687	1 687	1 687	1 687	1 687
		тыс. т/год	4 687	4 687	4 687	4 687	4 687	4 687	4 687	4 687
Требуемое количество экскаваторов	Руда	шт.	1	1	1	1	1	1	1	1
	Вскрыша	шт.	3	2	1	1	1	1	1	1
	Итого	шт.	4	3	2	2	2	2	2	2

3.8 Транспортировка горной массы

3.8.1 Обоснование принятого вида транспорта

Горнотехническим условиям разработки месторождения Находка присущи следующие особенности:

- карьер имеет округлую форму в плане и при относительно небольших линейных размерах;
- годовой грузооборот горной массы имеет относительно большие колебания;
- расстояние транспортирования не более 5 км;
- относительно большая скорость углубки карьера.

Отмеченные особенности разработки месторождения предопределили применение автомобильного транспорта для транспортировки горной массы из карьера. Автомобильный транспорт по сравнению с железнодорожным имеет следующие преимущества:

- независимость от внешних источников энергопитания;
- сокращение длины транспортных коммуникаций благодаря возможности преодоления подъёмов до 100 %;
- обладает большой гибкостью и манёвренностью.

Автомобильный транспорт особенно эффективен в период строительства карьеров, при интенсивной разработке месторождений с большой скоростью подвигания забоев и высоком темпе углубки горных работ. Он обеспечивает уменьшение объёма горно-капитальных работ, сроков и затрат на строительство карьеров.

При выборе типа транспорта учитывались параметры принятого выемочно-погрузочного оборудования и проектная производительность выемочно-погрузочного оборудования.

В качестве подвижного состава проектом принят автосамосвал с грузоподъёмностью 50 т.

По условиям эксплуатации автодороги на карьерах месторождения делятся на временные и постоянные.

Временные дороги, сооружаемые на уступах и отвалах, перемещающиеся вслед за подвиганием фронта работ и имеющие срок службы до одного года, проектируются по нормам дорог IV-к категории.

На скользких съездах устраиваются двухполосные дороги, ширина дорог на съездах с обочинами принята равной 20м, предельный уклон автодорог на съездах 100‰.

Благодаря тому, что карьерные грузопотоки рассредоточены, постоянные технологические дороги на карьере по грузопротяжённости относятся к III-к категории. Покрытие стационарных дорог - облегчённое усовершенствованное, однослойное из скальных пород вскрыши толщиной ~20 см.

Все дороги внутри карьера имеют двухполосное движение, кроме нижних горизонтов, где принято однополосное движение. Принятые параметры элементов дорог обеспечивают безопасность движения автосамосвалов.

3.8.2 Выбор типоразмера автосамосвала

При выборе типоразмера автосамосвала используется формула оптимального соотношения ёмкости ковша экскаватора и кузова автосамосвала. Согласно многолетней практике использования экскаваторно-автомобильных комплексов, при расстоянии транспортировки до 5 км наиболее оптимальным является следующее соотношение:

$$V_{\text{куз}}^{\text{a.c.}} = (3 \div 5)E, \text{ м}^3 \quad (3.54)$$

Таким образом оптимальный объем кузова автосамосвала составляет:

$$V_{\text{куз}}^{\text{a.c.}} = 13.8 \div 23.0, \text{ м}^3$$

Учитывая глубину карьера, общую производительность рудника, принятые уклоны съездов в карьере и другие факторы, выбираем автосамосвалы с ёмкостью кузова $\sim 23.0 \text{ м}^3$, грузоподъемностью 50 тонн типа Bell B50D или его аналоги

3.8.3 Расчёт производительности автосамосвала и рабочего парка машин.

Количество автосамосвалов определяется отдельно по видам горной массы. При этом принимается средняя длина откатки руды и вскрыши.

Количество автомобилей необходимое для выполнения работ по перевозке горной массы определяется по следующим условиям:

- по условию бесперебойной работы экскаватора;
- по условию обеспечения производительности карьера.

Количество автосамосвалов по условию бесперебойной работы экскаватора

Количество автосамосвалов определяется по формуле:

$$N_{\text{беспереб.}}^{\text{a.c.}} = T_{\text{рейса}} / t_{\text{погруз}}, \text{ шт.} \quad (3.55)$$

где:

$T_{\text{рейса}}$ – продолжительность рейса, мин;

$t_{\text{погруз}}$ – продолжительность погрузки автосамосвала, мин.

Продолжительность погрузки автосамосвала:

$$t_{\text{погруз}} = \frac{V_{\text{куз}}^{\text{a.c.}}}{E} * t_{\text{ц}} / 60, \text{ мин} \quad (3.56)$$

Продолжительность рейса:

$$T_{\text{рейса}} = t_{\text{погруз}} + t_{\text{движ.}}^{\text{груз.}} + t_{\text{движ.}}^{\text{порож.}} + t_{\text{разгруз}} + t_{\text{манёвр}}, \text{ мин} \quad (3.57)$$

где:

$t_{\text{разгруз}}$ – продолжительность разгрузки автосамосвала, 2 мин;

$t_{\text{манёвр}}$ – продолжительность маневрирования при постановке под погрузку и на разгрузку, 3 мин;

$t_{\text{движ.}}^{\text{груз.}}$, $t_{\text{движ.}}^{\text{порож.}}$ - продолжительность движения автосамосвала в грузовом и порожнем направлениях, мин.;

Время движения определяется по формуле:

$$t_{\text{движ}} = 60 * \frac{L_{\text{транспорт.}}}{v_{\text{движ}}}, \text{ мин} \quad (3.58)$$

где:

$L_{\text{транспорт}}$ – расстояние перевозки руды или вскрыши, км;

$V_{\text{движ}}$ – скорость движения автосамосвала в грузовом (порожном) направлении при перевозке руды или вскрыши, км/ч.

Количество автосамосвалов по условию обеспечения производительности карьера.

Количество самосвалов по условию обеспечения производительности карьера определяется исходя из следующего условия:

$$N_{\text{произв}}^{\text{а.с.}} = Q_{\text{см.}}^{\text{тип ГМ}} / Q_{\text{см}}^{\text{1 а.с.}}, \text{ шт.} \quad (3.55)$$

где:

$Q_{\text{см.}}^{\text{тип ГМ}}$ – сменная производительность карьера по виду горной массы (руда, вскрыша), м³/смена;

$Q_{\text{см}}^{\text{1 а.с.}}$ – сменная производительность одного автосамосвала, м³/смену

$$Q_{\text{см}}^{\text{1 а.с.}} = Q_{\text{час}}^{\text{1 а.с.}} * T_{\text{см}}^{\text{Р.В.}} * k_{\text{и.см.}}^{\text{а.с.}}, \text{ м}^3/\text{смена} \quad (3.56)$$

где:

$T_{\text{см}}^{\text{Р.В.}}$ – рабочее время смены, ч;

$k_{\text{и.см.}}^{\text{а.с.}}$ – коэффициент использования сменного времени автосамосвала;

$Q_{\text{час}}^{\text{1 а.с.}}$ – часовая (техническая) производительность автосамосвала, м³/час.

$$Q_{\text{час}}^{\text{1 а.с.}} = V_{\text{куз}}^{\text{а.с.}} * \frac{k_{\text{наполн}}^{\text{кузов}}}{k_{\text{разрых}}^{\text{кузов}}} * n_{\text{рейс}}^{\text{час}} * k_{\text{неровн}}^{\text{а.с.}}, \text{ м}^3/\text{час} \quad (3.57)$$

где:

$k_{\text{наполн}}^{\text{кузов}}$ – коэффициент наполнения кузова автосамосвала;

$k_{\text{разрых}}^{\text{кузов}}$ – коэффициент разрыхления горной массы в кузове автосамосвала;

$k_{\text{неровн}}^{\text{а.с.}}$ – коэффициент неравномерности работы автосамосвала;

$n_{\text{рейс}}^{\text{час}}$ – количество рейсов в час, рейс

$$n_{\text{рейс}}^{\text{час}} = 60/T_{\text{рейс}}, \text{ рейс} \quad (3.58)$$

На основании рассчитанного количества автосамосвалов определяем производительность автомобильного комплекса.

Производительность автомобильного комплекса

Сменная производительность автомобильного комплекса:

$$Q_{\text{см}}^{\text{а.компл.}} = Q_{\text{см}}^{\text{1 а.с.}} * n_{\text{а.с.}}^{\text{смена}}, \text{ м}^3/\text{смену} \quad (3.59)$$

где:

$n_{\text{а.с.}}^{\text{смена}}$ – количество автосамосвалов выходящих на работу в смену, шт.

Суточная производительность автомобильного комплекса

$$Q_{\text{сут}}^{\text{а.компл.}} = Q_{\text{см}}^{\text{а.компл.}} * n_{\text{см}}^{\text{а.с.}}, \text{ м}^3/\text{сутки} \quad (3.60)$$

где:

$n_{\text{см}}^{\text{а.с.}}$ – количество смен работы автомобильного комплекса в сутки, смен.

Месячная производительность автомобильного комплекса

$$Q_{\text{мес}}^{\text{а.компл.}} = Q_{\text{сут}}^{\text{а.компл.}} * n_{\text{сут}}^{\text{а.с.}}, \text{ м}^3/\text{месяц} \quad (3.61)$$

где:

$n_{\text{сут}}^{\text{а.с.}}$ – количество суток работы автомобильного комплекса в месяц, суток;

Годовая производительность автомобильного омплекса

$$Q_{\text{год}}^{\text{а.компл.}} = Q_{\text{мес}}^{\text{а.компл.}} * n_{\text{мес}}^{\text{а.с.}}, \text{ м}^3/\text{месяц} \quad (3.62)$$

где:

$n_{\text{мес}}^{\text{а.с.}}$ – количество рабочих месяцев в году, месяц.

Расчёт производительности автосамосвала и их количества, приведён в таблице 3.36 (по средним показателям) и в таблицах 3.37, 3.38 и 3.39 (с разбивкой по годам и видам горной массы)

Таблица 3.36: Расчёт производительности автосамосвалов

Показатели	Ед. изм.	Величина	
		Руда	Вскрыша
Ёмкость ковша экскаватора	м ³	4.60	4.60
Коэффициент экскавации	б.р.	0.50	0.47
Продолжительность цикла	с	22.0	22.0
Объем кузова автосамосвала	м ³	23.0	23.0
Продолжительность загрузки	мин	4.0	4.0
Расстояние транспортирования	км	2.3	2.8
Скорость движения в грузовом направлении	км/ч	30	30
Время движения в грузовом направлении	мин	5.0	6.0
Скорость движения в порожнем направлении	км/ч	40	40
Время движения в порожнем направлении	мин	3	4
Продолжительность манёвров	мин	3	3
Продолжительность разгрузки	мин	2	2
Продолжительность рейса, мин	мин	17	19
Количество а/с по условию бесперебойности движения	шт.	4.0	5.0
Данные по работе одного автосамосвала			
Коэффициент наполнения кузова	б.р.	0.85	0.85
Коэффициент разрыхления в кузове	б.р.	1.3	1.4
Количество рейсов в час	рейс	3.5	3.2
Продолжительность смены	час	10	10
Коэффициент использования сменного времени	б.р.	0.9	0.9
Коэффициент неравномерности работы техники	б.р.	0.9	0.9
Часовая производительность 1-го автосамосвала	м ³ /ч	53	45
Сменная производительность 1-го автосамосвала	м ³ /смена	429	365
Данные по автомобильному комплексу			
Производительность карьера по видам горной массы	м ³ /смена	400	6 700
Требуемое количество а/с по условию производительности карьера	шт.	0.90	18.40
Расчётное количество автосамосвалов	шт.	1.0	19.0
Производительность автомобильного комплекса			
Сменная	м³/смена	429	6 935
Суточная	м³/сутки	858	13 870
Месячная	тыс. м³/мес.	25.7	416.1
Годовая	тыс. м³/год	309	4 993
		5 302	
Годовая производительность карьера	тыс. м³/год	282	4 834
		5 116	

Таблица 3.37: Расчёт производительности автосамосвального комплекса по руде с разбивкой по годам

Показатели	Ед. изм.	Среднее	Величина по годам						
			-2	-1	1	2	3	4	5
			2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032
Ёмкость ковша экскаватора	м ³	4.60	4.60	4.60	4.60	4.60	4.60	4.60	4.60
Коэффициент экскавации	б.р.	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50
Продолжительность цикла экскавации	с	22.0	22.00	22.00	22.00	22.00	22.00	22.00	22.00
Объем кузова автосамосвала	м ³	23.0	23.00	23.00	23.00	23.00	23.00	23.00	23.00
Продолжительность загрузки	мин	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0
Расстояние транспортирования	км	2.9	0.00	0.00	2.15	2.45	2.95	3.15	3.25
Скорость движения в грузовом направлении	км/ч	30	30.0	30.0	30.0	30.0	30.0	30.0	30.0
Время движения в грузовом направлении	мин	5.8	0.0	0.0	4.0	5.0	6.0	6.0	7.0
Скорость движения в порожнем направлении	км/ч	40	40.0	40.0	40.0	40.0	40.0	40.0	40.0
Время движения в порожнем направлении	мин	4.3	0.0	0.0	3.0	4.0	4.0	5.0	5.0
Продолжительность манёвров	мин	3.0	3.0	3.0	3.0	3.0	3.0	3.0	3.0
Продолжительность разгрузки	мин	2.0	2.0	2.0	2.0	2.0	2.0	2.0	2.0
Продолжительность рейса, мин	мин	17.8	0.0	0.0	16.0	18.0	19.0	20.0	21.0
Данные по работе одного автосамосвала									
Коэффициент наполнения кузова	б.р.	0.85	0.85	0.85	0.85	0.85	0.85	0.85	0.85
Коэффициент разрыхления в кузове	б.р.	1.30	1.30	1.30	1.30	1.30	1.30	1.30	1.30
Количество рейсов в час	рейс	2.5	0	0	3.8	3.3	3.2	3	2.9
Продолжительность смены	час	10	10	10	10	10	10	10	10
Коэффициент использования сменного времени	б.р.	0.90	0.9	0.9	0.9	0.9	0.9	0.9	0.9
Коэффициент неравномерности работы техники	б.р.	0.90	0.9	0.9	0.9	0.9	0.9	0.9	0.9
Часовая производительность 1 -го автосамосвала	м ³ /ч	38.1	0	0	57	50	48	45	44
Сменная производительность 1-го автосамосвала	м ³ /смена	308.9	0	0	462	405	389	365	356
Суточная производительность 1-го автосамосвала	м ³ /сутки	617.9	0	0	924	810	778	730	712
Месячная производительность 1-го автосамосвала	тыс. м ³ /месяц	17.3	0.0	0.0	25.9	22.7	21.8	20.4	19.9
Годовая производительность 1-го автосамосвала	тыс. м ³ /год	207.5	0.0	0.0	310.8	272.4	261.6	244.8	238.8
Годовая производительность карьера	тыс. м³/год	281.9			149	298	307	311	291
Требуемое количество автосамосвалов	шт.	2	0	0	1	2	2	2	2

продолжение таблицы 3.37

Показатели	Ед. изм.	Среднее	Величина по годам						
			6	7	8	9	10	11	12
			2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039
Ёмкость ковша экскаватора	м ³	4.60	4.60	4.60	4.60	4.60	4.60	4.60	4.60
Коэффициент экскавации	б.р.	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50
Продолжительность цикла экскавации	с	22.0	22.00	22.00	22.00	22.00	22.00	22.00	22.00
Объем кузова автосамосвала	м ³	23.0	23.00	23.00	23.00	23.00	23.00	23.00	23.00
Продолжительность загрузки	мин	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0
Расстояние транспортирования	км	2.9	3.45	3.45	3.55	3.65	3.85	4.05	4.55
Скорость движения в грузовом направлении	км/ч	30	30.0	30.0	30.0	30.0	30.0	30.0	30.0
Время движения в грузовом направлении	мин	5.8	7.0	7.0	7.0	7.0	8.0	8.0	9.0
Скорость движения в порожнем направлении	км/ч	40	40.0	40.0	40.0	40.0	40.0	40.0	40.0
Время движения в порожнем направлении	мин	4.3	5.0	5.0	5.0	5.0	6.0	6.0	7.0
Продолжительность маневров	мин	3.0	3.0	3.0	3.0	3.0	3.0	3.0	3.0
Продолжительность разгрузки	мин	2.0	2.0	2.0	2.0	2.0	2.0	2.0	2.0
Продолжительность рейса, мин	мин	17.8	21.0	21.0	21.0	21.0	23.0	23.0	25.0
Данные по работе одного автосамосвала									
Коэффициент наполнения кузова	б.р.	0.85	0.85	0.85	0.85	0.85	0.85	0.85	0.85
Коэффициент разрыхления в кузове	б.р.	1.30	1.30	1.30	1.30	1.30	1.30	1.30	1.30
Количество рейсов в час	рейс	2.5	2.9	2.9	2.9	2.9	2.6	2.6	2.4
Продолжительность смены	час	10	10	10	10	10	10	10	10
Коэффициент использования сменного времени	б.р.	0.90	0.9	0.9	0.9	0.9	0.9	0.9	0.9
Коэффициент неравномерности работы техники	б.р.	0.90	0.9	0.9	0.9	0.9	0.9	0.9	0.9
Часовая производительность 1 -го автосамосвала	м ³ /ч	38.1	44	44	44	44	39	39	36
Сменная производительность 1-го автосамосвала	м ³ /смена	308.9	356	356	356	356	316	316	292
Суточная производительность 1-го автосамосвала	м ³ /сутки	617.9	712	712	712	712	632	632	584
Месячная производительность 1-го автосамосвала	тыс. м ³ /месяц	17.3	19.9	19.9	19.9	19.9	17.7	17.7	16.4
Годовая производительность 1-го автосамосвала	тыс. м ³ /год	207.5	238.8	238.8	238.8	238.8	212.4	212.4	196.8
Годовая производительность карьера	тыс. м³/год	281.9	294	284	299	278	322	272	279
Требуемое количество автосамосвалов	шт.	2	2	2	2	2	2	2	2

Таблица 3.38: Расчёт производительности автосамосвального комплекса по вскрыше с разбивкой по годам

Показатели	Ед. изм.	Среднее	Величина по годам						
			-2	-1	1	2	3	4	5
			2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032
Ёмкость ковша экскаватора	м ³	4.60	4.60	4.60	4.60	4.60	4.60	4.60	4.60
Коэффициент экскавации	б.р.	0.47	0.47	0.47	0.47	0.47	0.47	0.47	0.47
Продолжительность цикла экскавации	с	22.0	22.00	22.00	22.00	22.00	22.00	22.00	22.00
Объем кузова автосамосвала	м ³	23.0	23.00	23.00	23.00	23.00	23.00	23.00	23.00
Продолжительность загрузки	мин	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0
Расстояние транспортирования	км	3.5	0.93	1.83	2.13	2.48	3.03	3.28	3.63
Скорость движения в грузовом направлении	км/ч	30	30.0	30.0	30.0	30.0	30.0	30.0	30.0
Время движения в грузовом направлении	мин	7.1	2.0	4.0	4.0	5.0	6.0	7.0	7.0
Скорость движения в порожнем направлении	км/ч	40	40.0	40.0	40.0	40.0	40.0	40.0	40.0
Время движения в порожнем направлении	мин	5.3	1.0	3.0	3.0	4.0	5.0	5.0	5.0
Продолжительность манёвров	мин	3.0	3.0	3.0	3.0	3.0	3.0	3.0	3.0
Продолжительность разгрузки	мин	2.0	2.0	2.0	2.0	2.0	2.0	2.0	2.0
Продолжительность рейса, мин	мин	21.4	12.0	16.0	16.0	18.0	20.0	21.0	21.0
Данные по работе одного автосамосвала									
Коэффициент наполнения кузова	б.р.	0.85	0.85	0.85	0.85	0.85	0.85	0.85	0.85
Коэффициент разрыхления в кузове	б.р.	1.40	1.40	1.40	1.40	1.40	1.40	1.40	1.40
Количество рейсов в час	рейс	3.0	5	3.8	3.8	3.3	3	2.9	2.9
Продолжительность смены	час	10	10	10	10	10	10	10	10
Коэффициент использования сменного времени	б.р.	0.90	0.9	0.9	0.9	0.9	0.9	0.9	0.9
Коэффициент неравномерности работы техники	б.р.	0.90	0.9	0.9	0.9	0.9	0.9	0.9	0.9
Часовая производительность 1 -го автосамосвала	м ³ /ч	41.3	70	53	53	46	42	40	40
Сменная производительность 1-го автосамосвала	м ³ /смена	334.4	567	429	429	373	340	324	324
Суточная производительность 1-го автосамосвала	м ³ /сутки	668.9	1134	858	858	746	680	648	648
Месячная производительность 1-го автосамосвала	тыс. м ³ /месяц	18.7	31.8	24.0	24.0	20.9	19.0	18.1	18.1
Годовая производительность 1-го автосамосвала	тыс. м ³ /год	224.8	381.6	288.0	288.0	250.8	228.0	217.2	217.2
Годовая производительность карьера	тыс. м³/год	4 834	1 500	12 354	8 555	13 732	9 568	9 448	4 427
Требуемое количество автосамосвалов	шт.	21	4	43	30	55	42	44	21

продолжение таблицы 3.38

Показатели	Ед. изм.	Среднее	Величина по годам						
			6	7	8	9	10	11	12
			2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039
Ёмкость ковша экскаватора	м ³	4.60	4.60	4.60	4.60	4.60	4.60	4.60	4.60
Коэффициент экскавации	б.р.	0.47	0.47	0.47	0.47	0.47	0.47	0.47	0.47
Продолжительность цикла экскавации	с	22.0	22.00	22.00	22.00	22.00	22.00	22.00	22.00
Объем кузова автосамосвала	м ³	23.0	23.00	23.00	23.00	23.00	23.00	23.00	23.00
Продолжительность загрузки	мин	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0
Расстояние транспортирования	км	3.5	3.88	3.93	4.08	4.53	4.78	5.03	5.58
Скорость движения в грузовом направлении	км/ч	30	30.0	30.0	30.0	30.0	30.0	30.0	30.0
Время движения в грузовом направлении	мин	7.1	8.0	8.0	8.0	9.0	10.0	10.0	11.0
Скорость движения в порожнем направлении	км/ч	40	40.0	40.0	40.0	40.0	40.0	40.0	40.0
Время движения в порожнем направлении	мин	5.3	6.0	6.0	6.0	7.0	7.0	8.0	8.0
Продолжительность манёвров	мин	3.0	3.0	3.0	3.0	3.0	3.0	3.0	3.0
Продолжительность разгрузки	мин	2.0	2.0	2.0	2.0	2.0	2.0	2.0	2.0
Продолжительность рейса, мин	мин	21.4	23.0	23.0	23.0	25.0	26.0	27.0	28.0
Данные по работе одного автосамосвала									
Коэффициент наполнения кузова	б.р.	0.85	0.85	0.85	0.85	0.85	0.85	0.85	0.85
Коэффициент разрыхления в кузове	б.р.	1.40	1.40	1.40	1.40	1.40	1.40	1.40	1.40
Количество рейсов в час	рейс	3.0	2.6	2.6	2.6	2.4	2.3	2.2	2.1
Продолжительность смены	час	10	10	10	10	10	10	10	10
Коэффициент использования сменного времени	б.р.	0.90	0.9	0.9	0.9	0.9	0.9	0.9	0.9
Коэффициент неравномерности работы техники	б.р.	0.90	0.9	0.9	0.9	0.9	0.9	0.9	0.9
Часовая производительность 1 -го автосамосвала	м ³ /ч	41.3	36	36	36	34	32	31	29
Сменная производительность 1-го автосамосвала	м ³ /смена	334.4	292	292	292	275	259	251	235
Суточная производительность 1-го автосамосвала	м ³ /сутки	668.9	584	584	584	550	518	502	470
Месячная производительность 1-го автосамосвала	тыс. м ³ /месяц	18.7	16.4	16.4	16.4	15.4	14.5	14.1	13.2
Годовая производительность 1-го автосамосвала	тыс. м ³ /год	224.8	196.8	196.8	196.8	184.8	174.0	169.2	158.4
Годовая производительность карьера	тыс. м³/год	4 834	2 487	1 532	1 266	825	973	760	253
Требуемое количество автосамосвалов	шт.	21	13	8	7	5	6	5	2

Таблица 3.39: Сводная таблица требуемого количества автосамосвалов с разбивкой по годам и видам горной массы

Показатели		Ед. изм.	Среднее	Величина по годам						
				-2	-1	1	2	3	4	5
				2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032
Годовая производительность 1-го автосамосвала	Руда	тыс. м³/год	207.5	0.0	0.0	310.8	272.4	261.6	244.8	238.8
	Вскрыша	тыс. м³/год	224.8	381.6	288.0	288.0	250.8	228.0	217.2	217.2
Годовая производительность карьера	Руда	тыс. м³/год	281.9			149	298	307	311	291
	Вскрыша	тыс. м³/год	4 834	1 500	12 354	8 555	13 732	9 568	9 448	4 427
	Горная масса	тыс. м³/год	5 076	1 500	12 354	8 704	14 031	9 874	9 759	4 718
Требуемое количество автосамосвалов	Руда	шт.	2	0	0	1	2	2	2	2
	Вскрыша	шт.	21	4	43	30	55	42	44	21
	Горная масса	шт.	22	4	43	31	56	44	45	22

Показатели		Ед. изм.	Среднее	Величина по годам						
				6	7	8	9	10	11	12
				2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039
Годовая производительность 1-го автосамосвала	Руда	тыс. м³/год	207.5	238.8	238.8	238.8	238.8	212.4	212.4	196.8
	Вскрыша	тыс. м³/год	224.8	196.8	196.8	196.8	184.8	174.0	169.2	158.4
Годовая производительность карьера	Руда	тыс. м³/год	281.9	294	284	299	278	322	272	279
	Вскрыша	тыс. м³/год	4 834	2 487	1 532	1 266	825	973	760	253
	Горная масса	тыс. м³/год	5 076	2 781	1 816	1 565	1 103	1 296	1 031	532
Требуемое количество автосамосвалов	Руда	шт.	2	2	2	2	2	2	2	2
	Вскрыша	шт.	21	13	8	7	5	6	5	2
	Горная масса	шт.	22	15	10	8	6	8	7	4

3.9 Отвалообразование

3.9.1 Выбор способа и технологии отвалообразования

При разработке месторождения Находка проектом предусмотрено внешнее отвалообразование. Складирование вскрышных пород будет осуществляться на поверхности севернее карьера (рисунок 3.11)

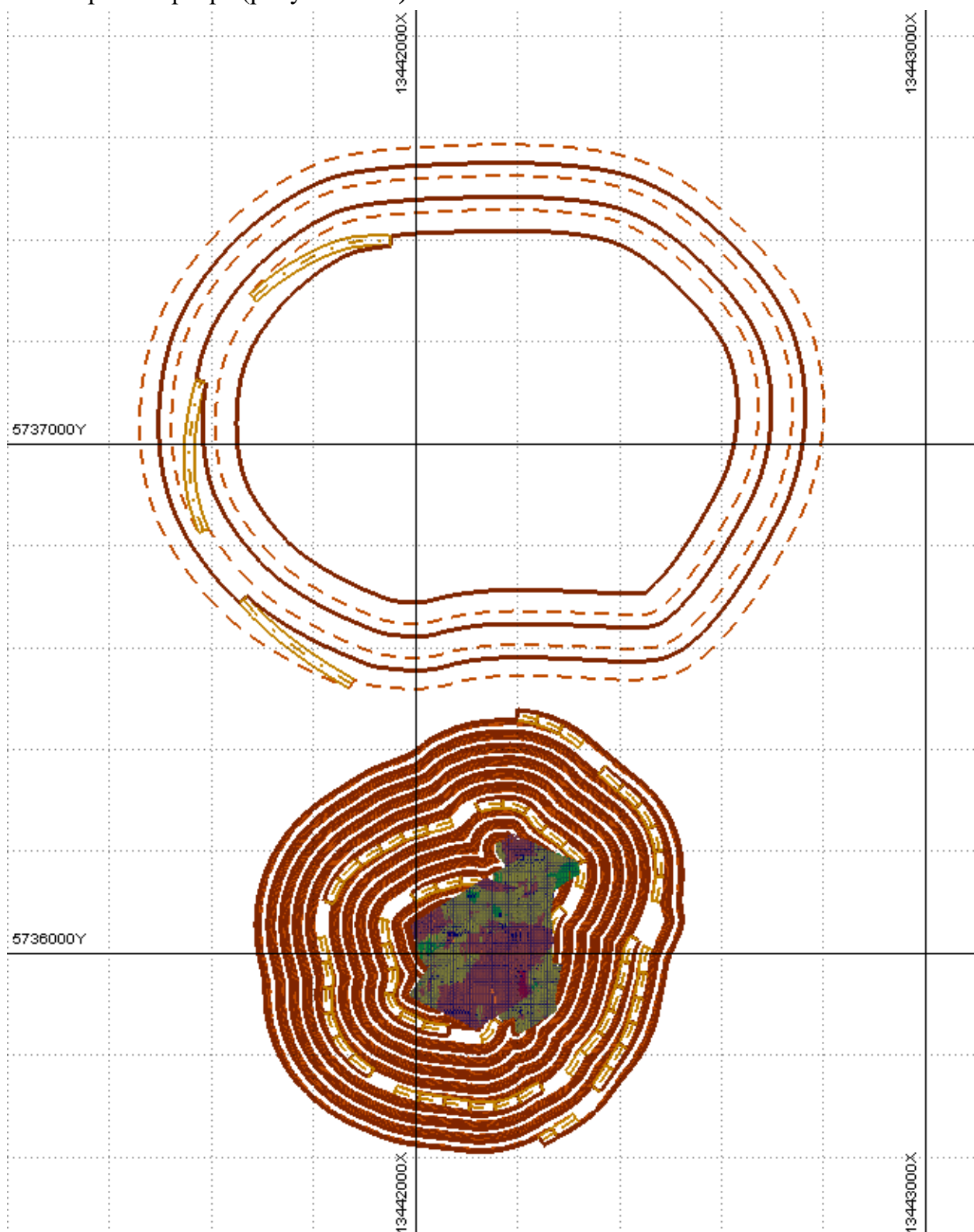


Рисунок 3.11. Схема расположения отвала

В качестве технологического транспорта, занятого на перевозке вскрыши, планируется применение шарнирно-сочленённых автосамосвалов грузоподъёмностью 50т.

Общий объем транспортировки вскрышных пород с учётом остаточного коэффициента разрыхления ($k_p=1,1$) составит ~74.4 млн. м³. При данных объёмах складирования породы в отвал, а также вследствие применения автомобильного транспорта, целесообразно принять бульдозерную схему отвалообразования.

Основные преимущества бульдозерного отвалообразования:

- простота организации и управления работами по отвалообразованию;
- отсутствие необходимости применения металлоёмких экскаваторов;
- отсутствие необходимости строительства линий электропередач и других объектов инфраструктуры;
- наличие возможности производить разгрузку самосвалов по всему фронту.

Таким образом, настоящим проектом принимается бульдозерный способ отвалообразования, так как в данном случае он является наиболее эффективным.

3.9.2 Расчёт бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте

На месторождении Находка предусматривается проведение горных работ со средней годовой производительностью по вскрыше ~4 850 тыс. м³, при колебаниях от 253 тыс м³ (12-й год) до 13 732 тыс. м³ (2-й год). Общий объем пород, размещаемых в отвал, составит ~74 500 тыс. м³.

Согласно проекту, отвал планируется отсыпать в три яруса с высотой каждого яруса 30 м.

Ориентировочная площадь отвала определяется в зависимости от объёма вскрышных пород, который должен быть размещён в отвале за срок существования карьера по формуле:

$$S_o = \frac{W * k_{\text{разр.}}^{\text{ост.}} * k_{\text{попр.}}^{\text{объём}}}{h_o}$$

Где:

W - объем пород, подлежащих размещению в отвале за срок его существования;

$k_{\text{разр.}}^{\text{ост.}}$ – остаточный коэффициент разрыхления пород в отвале;

$k_{\text{попр.}}^{\text{объём}}$ – поправочный коэффициент, учитывающий конусообразную форму отвала, а также наличие и количество ярусов;

h_o – суммарная высота отвала.

Результаты расчёта ориентировочной площади отвала приведены в таблице 3.40

Таблица 3.40: Расчёт ориентировочной площади отвала

Показатели	Ед.изм.	Величина
Объем вскрыши в залегании	тыс. м ³	67 680
Остаточный коэффициент разрыхления	б.р.	1.1
Объём вскрыши с учётом разрыхления	тыс. м ³	74 450.0
Высота отвала	м	90.0
Угол естественного откоса	град.	36.0
Поправочный коэффициент	б.р.	1.3
Ориентировочная площадь отвала	тыс. м ²	1 080.0
	га	108.0

Формирование отвала будет осуществляться в течение всего периода эксплуатации месторождения, отсыпка будет осуществляться по ярусно, параметры отвала, приведены в таблице 3.41.

Таблица 3.41: Параметры отвала

Показатели	Ед. изм.	Величина
Высота отвала	м	90
Высота яруса	м	30
Угол откоса яруса отвала	град.	36
Угол откоса борта отвала	град.	27
Ширина предохранительной бермы	м	25
Площадь отвала	тыс. м ²	1 178
Суммарная вместимость отвала	тыс. м ³	74 450
Вместимость первого яруса	тыс. м ³	28 861
Вместимость второго яруса	тыс. м ³	26 078
Вместимость третьего яруса	тыс. м ³	19 509

Параметры автозаезда на отвалы и параметры дорог на отвалах, аналогичны параметрам карьерных автодорог. Отвалообразование осуществляется бульдозером Четра Т25. Для обслуживания отвальных и карьерных дорог используется автогрейдер SANY STG190C-8

Расчёт длины фронта отвальных работ

Общая длина отвального фронта определяется по формуле:

$$L_{\text{фронт}}^{\text{отв.}} = N_{\text{уч.}}^{\text{отв.}} * L_{\text{участ}}^{\text{разгр.}}$$

где:

$L_{\text{участ}}^{\text{разгр.}}$ – длина участка разгрузки, м;

$N_{\text{уч.}}^{\text{отв.}}$ – количество участков, находящихся в работе на отвале, уч.;

Количество участков, на которых производятся работы по отвалообразованию:

$$N_{\text{уч.}}^{\text{отв.}} = N_{\text{уч.}}^{\text{разгр.}} + N_{\text{уч.}}^{\text{планир.}} + N_{\text{уч.}}^{\text{резерв}}$$

где:

$N_{\text{уч.}}^{\text{разгр.}}$ – количество разгрузочных участков, находящихся в одновременной работе, уч.;

$N_{\text{уч.}}^{\text{планир.}}$ - число участков, находящихся в планировке, уч.;

$N_{\text{уч.}}^{\text{резерв}}$ - число резервных участков, уч.;

Число разгрузочных участков, находящихся в одновременной работе,

$$N_{\text{уч.}}^{\text{разгр.}} = N_{\text{а.с. отв.}}^{\text{одновр.}}$$

где:

$N_{\text{а.с. отв.}}^{\text{одновр.}}$ – количество автосамосвалов, одновременно разгружающихся на отвале, шт

Число резервных участков определяется по формуле:

$$N_{\text{уч.}}^{\text{резерв}} = N_{\text{уч.}}^{\text{разгр.}} * k_{\text{зап}}^{\text{уч.отв.}}$$

где:

$k_{\text{зап}}^{\text{уч.отв.}}$ – коэффициент резерва, учитывающий возможную неравномерность работы отвального комплекса;

Длина разгрузочного участка определяется по формуле:

$$L_{\text{участ}}^{\text{разгр.}} = N_{\text{а.с. отв.}}^{\text{одновр.}} * b_{\text{а.с.}}^{\text{разгр.}}$$

где:

$b_{\text{а.с.}}^{\text{разгр.}}$ – ширина зоны разгрузки 1 автосамосвала;

$$N_{\text{а.с. отв.}}^{\text{одновр.}} = N_{\text{а.с. отв.}}^{\text{час.}} * \frac{T_{\text{разгр}}^{\text{отв.}}}{60}$$

где:

$N_{\text{а.с. отв.}}^{\text{час.}}$ - количество автосамосвалов, разгружающихся на отвале в течении часа, шт.;

$T_{\text{разгр}}^{\text{отв.}}$ – продолжительность разгрузки автосамосвала, мин;

$$N_{\text{а.с. отв.}}^{\text{час.}} = \frac{Q_{\text{час}}^{\text{вскр}} * k_{\text{нерав}}^{\text{вскрыша}}}{Q_{\text{час}}^{1 \text{ а.с.}}}$$

где:

$Q_{\text{час}}^{\text{вскр}}$ – производительность карьера по вскрыше м³/ч;

$k_{\text{нерав}}^{\text{вскрыша}}$ - коэффициент, учитывающий неравномерность движения автосамосвалов;

$Q_{\text{час}}^{1 \text{ а.с.}}$ – часовая производительность автосамосвала, м³/ч.

Продолжительность разгрузки и маневрирования автосамосвалов на отвале определяется по формуле:

$$T_{\text{разгр}}^{\text{отв.}} = \frac{t_{\text{разгруз}} + t_{\text{пер.}}^{\text{а.с.}} + \frac{l_{\text{з.х}}^{\text{а.с.}}}{V_{\text{з.х}}^{\text{а.с.}}}}{60}$$

где:

$t_{\text{разгруз}}$ – продолжительность разгрузки, сек;

$t_{\text{пер.}}^{\text{а.с.}}$ - время на переключение передач, сек;

$l_{\text{з.х}}^{\text{а.с.}}$ – расстояние движения автосамосвала задним ходом, м

$V_{\text{з.х}}^{\text{а.с.}}$ – скорость передвижения автосамосвала задним ходом, м/с.

$$l_{\text{з.х}}^{\text{а.с.}} = \frac{2\pi * R_{\text{повор}}^{\text{а.с.}}}{360} * \alpha_{\text{разгр.}}^{\text{повор.}} + l_{\text{з.х.гор.}}^{\text{а.с.}}$$

где:

$R_{\text{повор}}^{\text{а.с.}}$ - радиус поворота автосамосвала, м;

$\alpha_{\text{разгр.}}^{\text{повор.}}$ - средний угол поворота на разгрузку, град;

$l_{\text{з.х.гор.}}^{\text{а.с.}}$ – суммарное расстояние прямолинейного движения автосамосвала при разгрузке, м

Расчёт длины фронта отвальных работ приведён в таблице 3.42.

Таблица 3.42: Расчёт длины фронта отвальных работ

Показатель	Ед. изм.	Величина
Радиус поворота автосамосвала	м	9
Угол поворота при разгрузке	град.	135
Длина прямолинейного движения автосамосвала	м	30
Суммарная длина движения автосамосвала задним ходом	м	51
Скорость движения задним ходом	м/сек	1.30
Время на переключение скоростей	сек	10
Продолжительность разгрузки	сек	43.75
Время на манёвры и разгрузку	мин	1.50
Часовая производительность карьера по вскрыше	м ³ /час	790
Часовая производительность автосамосвала	м ³ /час	45
Коэффициент, учитывающий неравномерность движения автосамосвалов	б.р.	1.25
Количество автосамосвалов, разгружающихся на отвале в течении часа	шт.	22
Количество автосамосвалов, одновременно разгружающихся на отвале	шт.	0.5
Ширина зоны разгрузки одного автосамосвала	м	30
Длина разгрузочного участка	м	30
Количество участков разгрузочных работ	уч.	1
Количество участков планировочных работ	уч.	1
коэффициент резерва	б.р.	1
Количество резервных участков	уч.	1
Длина отвального фронта	м	90

Расчёт производительности бульдозера:

Исходя из объёмов вскрышных пород и технических условий, принимаем бульдозера Четра Т25 с ёмкостью отвала ~11.9 м³. Количество бульдозеров принимается на основании расчёта производительности.

Сменная производительность бульдозера определяется по формуле:

$$Q_{\text{см.}}^{\text{бульд}} = \frac{3600 * V_{\text{пр.волоч}} * k_{\text{уклон}} * k_{\text{пот.}} * k_{\text{и.см.}}^{\text{бул.}} * T_{\text{см}}}{t_{\text{цикл}}^{\text{бульд}} * k_{\text{разрых}}^{\text{отвал}}}, \text{ м}^3 / \text{смену} \quad (3.56)$$

где

$T_{\text{см}}$ – продолжительность рабочей смены, ч;

$V_{\text{пр.волоч}}$ – объем породы, перемещаемый отвалом бульдозера (паспортные данные), м³;

$k_{\text{уклон}}$ – коэффициент, учитывающий снижение производительности при работе на уклон на участке работы бульдозера;

$k_{\text{пот.}}$ – коэффициент, учитывающий потери;

$k_{\text{и.см.}}^{\text{бул.}}$ – коэффициент использования сменного времени, при работе бульдозера;

$k_{\text{разрых}}^{\text{отвал}}$ – коэффициент остаточного разрыхления породы на отвале;

$t_{\text{цикл}}^{\text{бульд}}$ – продолжительность одного цикла, сек.

Продолжительность одного цикла работы бульдозера:

$$t_{\text{цикл}}^{\text{бульд}} = \frac{L_{\text{набор}}^{\text{пород}}}{v_{\text{набор}}^{\text{пород}}} + \frac{L_{\text{перемещ}}^{\text{пород}}}{v_{\text{перемещ}}^{\text{пород}}} + \frac{L_{\text{набор}}^{\text{пород}} + L_{\text{перемещ}}^{\text{пород}}}{v_{\text{з.х}}^{\text{бульд}}} + t_{\text{пер.}}^{\text{бульд}}$$

где

$L_{\text{набор}}^{\text{пород}}$ - расстояние набора породы, м;

$L_{\text{перемещ}}^{\text{пород}}$ - расстояние перемещения породы, м;

$v_{\text{набор}}^{\text{пород}}$ - скорость перемещения при наборе породы, м/с;

$v_{\text{перемещ}}^{\text{пород}}$ - скорость движения бульдозера с грунтом, м/с;

$v_{\text{з.х}}^{\text{бульд}}$ - скорость холостого (заднего) хода бульдозера, м/с;

$t_{\text{пер.}}^{\text{бульд}}$ - время переключения скоростей, 10 с;

Суточная производительность бульдозера

$$Q_{\text{сут}}^{\text{бульд}} = Q_{\text{см.}}^{\text{бульд}} * n_{\text{см}}^{\text{бульд}}$$

где:

$n_{\text{см}}^{\text{бульд}}$ - количество рабочих смен бульдозера в сутки, смен

Месячная производительность бульдозера

$$Q_{\text{мес}}^{\text{бульд}} = Q_{\text{сут}}^{\text{бульд}} * n_{\text{сут}}^{\text{бульд}}$$

где:

$n_{\text{сут}}^{\text{бульд}}$ - количество рабочих дней в месяц, суток;

Годовая производительность бульдозера

$$Q_{\text{год}}^{\text{бульд}} = Q_{\text{мес}}^{\text{бульд}} * n_{\text{мес}}^{\text{бульд}}$$

где:

$n_{\text{мес}}^{\text{бульд}}$ - количество месяцев работы бульдозера в год, месяц

Расчёт производительности бульдозера и требуемого количества, приведён в таблице 3.43 (по средним показателям) и в таблице 3.44 (с разбивкой по годам).

Как видно из расчётов в среднем требуемое количество бульдозеров составляет 3 единицы, однако учитывая необходимость выполнения работ в карьере инвентарный парк принимается в количестве 4 единиц.

Таблица 3.43: Расчёт производительности бульдозера Четра Т25 на отвальных работах

Показатели	Ед. изм.	Величина
Продолжительность смены	ч	10
Объем призмы волочения	м ³	11.9
Коэффициент, учитывающий снижение производительности при работе на уклон	б.р.	0.95
Коэффициент, учитывающий потери	б.р.	0.95
Коэффициент использования сменного времени	б.р.	0.8
Коэффициент остаточного разрыхления	б.р.	1.3
Расстояние набора породы	м	10
Скорость движения при наборе породы	м/с	0.3
Расстояние перемещения породы	м	15
Скорость движения при перемещении породы	м/с	0.4
Скорость движения порожняком	м/с	1.8
Время переключения передач	с	5
Продолжительность цикла	с	90
Производительность		
Часовая	м³/ч	264
Сменная	м³/смена	2 644
количество рабочих смен в сутки	смен	2
Суточная	м³/сутки	5 288
количество рабочих дней в месяц	месяц	28
Месячная	т.м³/месяц	148
количество рабочих месяцев в год		12
Годовая	т.м³/год	1 776
Требуемая годовая производительность	т.м³/год	4 834
Требуемое количество бульдозеров	шт.	2.72
Принятое количество бульдозеров	шт.	4
Обеспечиваемая производительность	т.м³/год	7 104

Таблица 3.44: Расчёт требуемого количества бульдозеров на отвальных работах с разбивкой по годам

Показатели	Ед. изм.	Среднее	Величина по годам						
			-2	-1	1	2	3	4	5
			2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032
Годовая производительность рудника по вскрыше	тыс. м ³ /год	5 317.7	1 650.2	13 589.7	9 410.4	15 105.6	10 524.6	10 392.6	4 869.9
Годовая производительность бульдозера	тыс. м ³ /год	1 776.0	1 776.0	1 776.0	1 776.0	1 776.0	1 776.0	1 776.0	1 776.0
Требуемое количество экскаваторов	шт.	3	1	8	6	9	6	6	3

Показатели	Ед. изм.	Среднее	Величина по годам						
			6	7	8	9	10	11	12
			2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039
Годовая производительность рудника по вскрыше	тыс. м ³ /год	5 317.7	2 735.2	1 685.0	1 392.6	907.6	1 070.8	835.8	278.4
Годовая производительность бульдозера	тыс. м ³ /год	1 776.0	1 776.0	1 776.0	1 776.0	1 776.0	1 776.0	1 776.0	1 776.0
Требуемое количество экскаваторов	шт.	3	2	1	1	1	1	1	1

3.9.3 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. Однако, на первоначальных этапах применяется площадный способ отвалообразования, который позволяет сформировать первоначальный отвал (ярус отвала), обеспечивающий необходимую длину фронта отвальных работ.

Учитывая планируемое трёхъярусное строение отвала в проекте принят комбинированный площадно-периферийный способ отвалообразования.

При данном способе отвалообразования предусматривается отсыпка каждого яруса отвала в два этапа: на первом этапе, на участке достаточном для формирования яруса отвала проектной высоты, производится отсыпка отвала по площадной технологии отвалообразования. После достижения отвалом (ярусом отвала) проектной высоты переходят на ко второму этапу, при котором применяется периферийный способ отвалообразования.

После заполнения яруса отвала, начинается отсыпка (формирование) следующего яруса, по той же технологии.

Технологический процесс бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте состоит из трех операций: разгрузки автосамосвалов с грузоподъемностью 50т, планировки отвальной бровки и устройстве автодорог.

Отвальные дороги профилируются бульдозером или скрепером и укатываются катком без дополнительного покрытия.

В настоящем проекте принята кольцевая схема развития отвальных дорог.

Автосамосвалы должны разгружать породу, не доезжая задним ходом 3-4 м до бровки отвального уступа. Необходимо обязательно обустроить ограничитель автосамосвалов при заднем ходе к бровке отвала. В качестве ограничителя используют валик породы, оставляемый на бровке отвала. Размер его по высоте 1,5 м и по ширине 3-4 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.

Общая длина фронта отвального тупика, включая длину фронта разгрузочной, планируемой и резервной площадок должна быть не менее 90 м.

Возведение отвала, сдвигание под откос выгруженной породы и планировка отвальной бровки осуществляется с помощью бульдозера Четра Т25. Для планировки отвальной бровки бульдозер должен быть снабжён поворотным лемехом, установленным

под углом 45° или 67° к продольной оси бульдозера. При планировании породы на высоких отвалах лемех обычно устанавливается перпендикулярно оси трактора, так как, в этом случае нет надобности, делать набор высоты отвала.

В таблице 3.45 приведён календарный график формирования отвала.

Таблица 3.45: Календарный график формирования отвала

Годы			Объем вскрыши, тыс. м ³				
			В целике	с учётом разрыхления	В отвале		
					1 ярус	2 ярус	3 ярус
Всего			67 680	74 448	28 861	26 078	19 509
В том числе по годам	-2	2026	1 500	1 650	1 650		
	-1	2027	12 354	13 590	13 590		
	1	2028	8 555	9 410	9 410		
	2	2029	13 732	15 106	4 211	10 895	
	3	2030	9 568	10 525		10 525	
	4	2031	9 448	10 393		4 658	5 734
	5	2032	4 427	4 870			4 870
	6	2033	2 487	2 735			2 735
	7	2034	1 532	1 685			1 685
	8	2035	1 266	1 393			1 393
	9	2036	825	908			908
	10	2037	973	1 071			1 071
	11	2038	760	836			836
	12	2039	253	278			278

3.10 Складирование полезного ископаемого и почвенно-растительного слоя

3.10.1 Складирование балансовых запасов полезного ископаемого

Выбор способа и технологии складирования

При разработке месторождения Находка проектом предусмотрена транспортировка полезного ископаемого автосамосвалами с грузоподъёмностью 50т до рудного склада.

Рудный склад находится на территории обогатительного комплекса восточнее карьера. Общий объем транспортировки за время существования карьера составит 9 491.6 тыс. т. Максимальный годовой объем добычи – 861 тыс.т.

При этих объёмах складирования полезного ископаемого на склад при применении автомобильного транспорта целесообразно принять схему перегрузки и усреднения, руд с использованием фронтального погрузчика с ёмкостью ковша 3 ÷ 5м³. Основные преимущества погрузчиков по сравнению с экскаваторами при автомобильном транспорте:

- организация и управление работами значительно проще;
- нет надобности, строить линии электропередач;
- нет надобности, применять металлоёмкие экскаваторы;
- высокая манёвренность погрузчиков.

Таким образом, способ перегрузки и усреднения полезного ископаемого с использованием погрузчиков в данном случае является наиболее эффективным способом.

Технология и организация работ при складировании полезного ископаемого

Формирование рудных складов чаще всего осуществляют одним из трех способов – насыпным, прямым или бортовым.

Учитывая способ транспортировки и объёмы складирования, оптимальным складом для данного карьера является насыпной склад высотой ~2 м.

Склад планируется отсыпать штабелями. Штабель формируется при разгрузке автосамосвалов. Технологическая схема складирования выглядит следующим образом:

1. Подготавливается площадка под штабель руды. Подготовка площадки включает в себя уборку остатков руды, планировку площадки и разметку зоны разгрузки (зоны формирования штабеля).
2. На подготовленную площадку производится разгрузка автосамосвалов. Автосамосвалы должны разгружать руду, доезжая задним ходом до края подготовленной зоны разгрузки (начало формирования штабеля) или ранее разгруженного полезного ископаемого (допускается небольшой наезд на ранее разгруженную руду). Отсыпка производится вплотную на всю ширину площадки, предназначенной для формирования штабеля.
3. При необходимости, штабель может доформировываться (наращиваться) при помощи фронтального погрузчика.
4. Оценка предполагаемого содержания полезных компонентов в штабеле. После окончания отсыпки штабеля, производится оценка предполагаемого содержания полезных компонентов с последующим включением данного штабеля в планы отгрузки руды на дробильный комплекс. В связи с очень часто встречающейся в практике низкой эффективностью опробования штабелей руды, оценка будет производиться аналитическим способом по данным содержания в добываемых блоках в карьере.
5. Отгрузка руды. После оценки содержаний в штабеле руды, в соответствии с планом отгрузки, руда отгружается на дробильный комплекс. Отгрузка производится фронтальным погрузчиком. По окончании отгрузки штабеля, производится подготовка площадки к приёму новой руды.

Для оптимальной работы склада необходимо иметь три штабеля одинаковой вместимости, при этом один из них находится в стадии заполнения, второй в стадии оценки и готовности к отгрузке и третий – в стадии отгрузки.

Расчёт площади склада необходимой для размещения руды приведён в таблице 3.46.

Таблица 3.46: Расчёт требуемой ёмкости склада

Показатели	Ед. изм.	Величина	
		Среднее	Максимум
Годовой объём складироваемых руд в целике	тыс. м ³	281.9	322.5
Коэффициент разрыхления	б.р.	1.5	1.5
Годовой объём складироваемых руд в разрыхлённом состоянии	тыс. м ³	422.8	483.7
Коэффициент запаса годовой производительности	б.р.	0.25	0.25
Требуемая ёмкость склада	тыс. м ³	110.0	120.9
Высота штабеля складироваемой руды	м	1.80	1.80
Коэффициент заполнения рудного склада	б.р.	0.50	0.50
Требуемая площадь	тыс. м²	120.0	134.4

Принимаем склад площадью ~150 тыс. м².

Расчёт производительности погрузчика

Сменная производительность погрузчика рассчитана по формуле:

$$Q_{\text{см. погруз}} = \frac{3600 * V_{\text{погр.}} * k_{\text{н.к.}}^{\text{погр.}} * k_{\text{и.см.}}^{\text{погр.}} * T_{\text{см}}}{t_{\text{цикл}}^{\text{погр.}} * k_{\text{р.к.}}^{\text{погр.}}}, \text{ м}^3 / \text{смену} \quad (3.56)$$

где

$V_{\text{погр.}}$ – вместимость ковша погрузчика, м^3 ;

$k_{\text{н.к.}}^{\text{погр.}}$ – коэффициент наполнения ковша;

$k_{\text{и.см.}}^{\text{погр.}}$ – коэффициент использования погрузчика во времени;

$T_{\text{см}}$ – продолжительность рабочей смены, ч;

$t_{\text{цикл}}^{\text{погр.}}$ – продолжительность одного цикла, сек,

$k_{\text{р.к.}}^{\text{погр.}}$ – коэффициент разрыхления породы в ковше погрузчика

Время цикла определяется по формуле

$$t_{\text{цикл}}^{\text{погруз}} = t_{\text{набор}}^{\text{погруз}} + \frac{L_{\text{маневр}}^{\text{груз}}}{v_{\text{з.х.груз}}^{\text{погруз}}} + \frac{L_{\text{перемещ}}^{\text{пород}}}{v_{\text{груз}}^{\text{погруз}}} + \frac{L_{\text{маневр}}^{\text{порож}}}{v_{\text{з.х.порож}}^{\text{погруз}}} + \frac{L_{\text{перемещ}}^{\text{пород}}}{v_{\text{порож}}^{\text{погруз}}} + t_{\text{пер.}}^{\text{погр.}}$$

где:

$t_{\text{набор}}^{\text{погруз}}$ – время на набор руды в ковш погрузчика, сек;

$L_{\text{маневр}}^{\text{груз}}$, $L_{\text{маневр}}^{\text{порож}}$ – длина участка маневрирования при движении в грузовом и порожнем направлении, м

$v_{\text{з.х.груз}}^{\text{погруз}}$, $v_{\text{з.х.порож}}^{\text{погруз}}$ – средняя скорость передвижения задним ходом при маневрировании с рудой и пустым ковшом соответственно, м/с;

$L_{\text{перемещ}}^{\text{пород}}$ – длина транспортировки руды от штабеля до бункера дробильного комплекса, м;

$v_{\text{груз}}^{\text{погруз}}$, $v_{\text{порож}}^{\text{погруз}}$ – скорость передвижения погрузчика в грузовом и порожнем направлении, м/с;

Расчёт производительности погрузчика и требуемого их количества, приведён в таблице 3.47 (по средним показателям) и в таблице 3.48 (с разбивкой по годам).

Как видно из расчётов, расчётная производительность погрузчика практически в $1.5 \div 2.0$ раза превышает производительность рудника. что говорит о возможности выполнения работ не только на отгрузке руды на ДСК, но и при формировании штабелей руды и/или её шихтовании.

Однако, учитывая универсальность данного вида техники и возможность её применения на различных видах работ, принимаем инвентарное количество погрузчиков равны **2 единицам**.

Таблица 3.47: Расчёт производительности погрузчика на отгрузке руды на ДСК

Показатели	Ед. изм.	Величина
		SW978K1
Продолжительность смены	ч	10
Объём ковша погрузчика	м ³	5
Коэффициент, наполнения ковша погрузчика	б.р.	0.9
Коэффициент использования сменного времени	б.р.	0.8
Коэффициент остаточного разрыхления	б.р.	1.3
Продолжительность цикла	сек	150
Продолжительность набора ковша	сек	20
Длина участка маневрирования при движении в грузовом направлении	м	15
Скорость движения задним ходом при маневрировании в грузовом направлении	м/с	2
Расстояние транспортировки руды до ДСК	м	200
Скорость движения при транспортировке руды	м/с	3.5
Скорость движения порожняком	м/с	4
Длина участка маневрирования при движении в порожнем направлении	м	25
Скорость движения задним ходом при маневрировании в порожнем направлении	м/с	2.5
Время переключения передач	с	5
Производительность		
Часовая	м³/ч	67
Сменная	м³/смена	665
количество рабочих смен в сутки	смен	2
Суточная	м³/сутки	1 330
количество рабочих дней в месяц	месяц	28
Месячная	т.м³/месяц	37.2
количество рабочих месяцев в год		12
Годовая	т.м³/год	446.4
Требуемая годовая производительность	т.м³/год	282
Требуемое количество погрузчиков	шт.	0.63
Принятое количество погрузчиков	шт.	2
Обеспечиваемая производительность	т.м³/год	892.8

Таблица 3.48: Расчёт производительности погрузчика на отгрузке руды на ДСК с разбивкой по годам

Показатели	Ед. изм.	Среднее	Величина по годам						
			-2	-1	1	2	3	4	5
			2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032
Годовая производительность погрузчика	т.м ³ /год	446.4			446.4	446.4	446.4	446.4	446.4
Требуемая годовая производительность	т.м ³ /год	282			149	298	307	311	291
Требуемое количество погрузчиков	шт.	0.63			0.33	0.67	0.69	0.70	0.65
Принятое количество погрузчиков	шт.	1.00			1	1	1	1	1
Обеспечиваемая производительность	т.м ³ /год	446			446	446	446	446	446

Показатели	Ед. изм.	Среднее	Величина по годам						
			6	7	8	9	10	11	12
			2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039
Годовая производительность погрузчика	т.м ³ /год	446.4	446.4	446.4	446.4	446.4	446.4	446.4	446.4
Требуемая годовая производительность	т.м ³ /год	282	294	284	299	278	322	272	279
Требуемое количество погрузчиков	шт.	0.63	0.66	0.64	0.67	0.62	0.72	0.61	0.62
Принятое количество погрузчиков	шт.	1.00	1	1	1	1	1	1	1
Обеспечиваемая производительность	т.м ³ /год	446	446	446	446	446	446	446	446

3.10.2 Складирование забалансовой руды

Согласно законодательству Республики Казахстан, руда с содержаниями ниже балансовых, должна складироваться отдельно.

В соответствии с этим, проектом предусмотрена организация склада забалансовых руд.

Размещение склада планируется юго-восточнее карьера и южнее обогатительного комплекса. Площадь склада ~422.5 тыс. м², высота осыпаемой руды ~5 м, ёмкость склада ~1 750 тыс. м³.

Формирование склада осуществляется по насыпной технологии:

Автосамосвалы разгружаются рядами по всей площади склада. После окончания отсыпки 1-го слоя на склад заезжает бульдозер и производит планировку, с формированием предохранительной бровки по периметру отсыпанной массы и организацией заезда для автосамосвалов. После окончания планировочных работ производится отсыпка второго яруса. В связи с отсутствием данных по количеству и распределению забалансовых руд проектирование отсыпки склада по годам не предоставляется возможным.

3.10.3 Складирование плодородного слоя почв

Согласно Законодательству РК на площадях размещения производственных объектов производится снятие плодородного слоя почв (ПСП) с размещением его в специализированных складах (склад ПСП)

На руднике планируется размещение следующих производственных объектов:

- Карьер с отвалом;
- Обоганительный комплекс с рудным складом;
- Склад забалансовой руды;
- Промплощадка;
- Пруд-испаритель;
- Вахтовый посёлок;
- Склады ВМ и СДЯВ;
- Автодороги;
- Контрольно-пропускной пункт

При снятии ПСП проектом планируется обустройство складов его хранения в непосредственной близости от объекта, с площади которого он был снят. Схема размещения складов ПСП будет приведена на генеральном плане.

Объём складированного ПСП определяется по формуле:

$$W = S_{\text{объект}} * \Delta h_{\text{ПСП}}, \text{ тыс. м}^3 \quad (3.60)$$

где

$S_{\text{объект}}$ – площадь, занимаемая производственным объектом, тыс. м²;

$\Delta h_{\text{ПСП}}$ – мощность плодородного слоя почв.

Площадь занимаемая складами ПСП определяется по формуле

$$S_0 = \frac{W * K_p}{h * K_0}, \text{ м}^3 \quad (3.61)$$

где

K_p – коэффициент разрыхления ПСП на складе;

K_0 – коэффициент, учитывающий пирамидальную форму склада;

h – высота склада.

Перечень объектов и планируемые объёмы снятия ПСП приведены в таблице 3.49

Таблица 3.49: Расчёт объёмов снятия ПСП

Объект	Данные по снятию ПРС		
	Площадь	Мощность	Объём
	тыс. м ²	м.	тыс. м ³
Карьер	586.8	0.25	146.70
Склад ВВ	16.0	0.25	3.99
Отвал	1 217.1	0.25	304.28
Склад СДЯВ	12.0	0.25	3.00
Хвостохранилище	714.9	0.25	178.71
ЗИФ и рудный склад	318.4	0.25	79.60
Склад забалансовой руды	448.9	0.25	112.23
Пруд-испаритель	366.0	0.25	91.49
Промплощадка	114.4	0.25	28.60
Вахтовый посёлок	102.4	0.25	25.60
Автодорога	210.5	0.25	52.63
КПП	0.5	0.25	0.13
ВСЕГО ПРС	4 107.8		1 026.9

Параметры планируемых складов и распределение их по объектам приведено в таблице 3.50

Как видно из таблицы, суммарного объёма складов достаточно для размещения снимаемого количества ПСП.

Определённое превышение объёмов складов ПСП по объектам, обусловлено необходимостью размещения там объёмов с прилегающих участков автодороги.

Собственно отсыпка (формирование) склада будет осуществляться погрузчиками на высоту ~3 м (с учётом максимальной высоты разгрузки погрузчика). Снятие ПСП будет осуществляться бульдозерами. Транспортировка, в зависимости от конкретной ситуации, будет осуществляться либо собственным погрузчиком, либо автосамосвалами.

Календарный график снятия объёмов ПСП приведён в таблице 3.51

Таблица 3.50: Параметры складов ПСП

Объект	Объём	Данные по складам ПРС					
		Номер склада ПРС	Длина м	Ширина м	Площадь тыс. м ²	Высота м	Объём склада тыс. м ³
	тыс. м ³						
Карьер	146.70	ПСП-1	225	100	22.5	3	50.6
		ПСП-2	225	100	22.5	3	50.6
		ПСП-3	225	100	22.5	3	50.6
		Итого ПСП карьер			67.5		151.9
Склад ВВ	3.99	ПСП-4	150	60	9.0	2	13.5
Отвал	304.28	ПСП-5	270	70	18.9	3	42.5
		ПСП-6	300	80	24.0	3	54.0
		ПСП-7	300	80	24.0	3	54.0
		ПСП-8	300	80	24.0	3	54.0
		ПСП-9	300	80	24.0	3	54.0
		ПСП-10	300	80	24.0	3	54.0
		Итого ПСП отвал			138.9		312.5
Склад СДЯВ	3.00	ПСП-11	150	60	9.0	2	13.5
Хвостохранилище	178.71	ПСП-12	250	100	25.0	3	56.3
		ПСП-13	250	100	25.0	3	56.3
		ПСП-14	300	50	15.0	3	33.8
		ПСП-15	300	50	15.0	3	33.8
		Итого ПСП Хвостохрани- лище			80.0		180.0
ЗИФ и рудный склад	79.60	ПСП-16	195	100	19.5	3	43.9
		ПСП-17	195	100	19.5	3	43.9
		Итого ПСП ЗИФ и рудный склад			39.0		87.8
Склад забалансовой руды	112.23	ПСП-18	255	100	25.5	3	57.4
		ПСП-19	255	100	25.5	3	57.4
		Итого ПСП склад забалансо- вой руды			51.0		114.8
Пруд-испаритель	91.49	ПСП-20	300	70	21.0	3	47.3
		ПСП-21	300	70	21.0	3	47.3
		Итого ПСП пруд-испаритель			42.0		94.5
Промплощадка	28.60	ПСП-22	250	60	15.0	3	33.8
Вахтовый посёлок	25.60	ПСП-23	290	60	17.4	2	26.1
Автодорога	52.63	ПСП-24	250	50	12.5	2	18.75
КПП	0.13						
Итого КПП и ав- тодороги	52.75						
Итого по всем объ- ектам	1 026.9	Итого по складам ПСП			481.3		1 047.0

Таблица 3.51: Календарный график снятия ПСП

Объект		Ед. изм.	Всего	по годам	
				-2	-1
				2026	2027
Карьер	Площадь	тыс. м ²	586.8	400.0	186.8
	Объём	тыс. м ³	146.7	100.0	46.7
Склад ВВ	Площадь	тыс. м ²	16.0	16.0	
	Объём	тыс. м ³	4.0	4.0	0.0
Отвал	Площадь	тыс. м ²	1 217.1	950.0	267.1
	Объём	тыс. м ³	304.3	237.5	66.8
Склад СДЯВ	Площадь	тыс. м ²	12.0		12.0
	Объём	тыс. м ³	3.0	0.0	3.0
Хвостохранилище	Площадь	тыс. м ²	714.9		714.9
	Объём	тыс. м ³	178.7	0.0	178.7
ЗИФ и рудный склад	Площадь	тыс. м ²	318.4		318.4
	Объём	тыс. м ³	79.6	0.0	79.6
Склад забалансовой руды	Площадь	тыс. м ²	448.9		448.9
	Объём	тыс. м ³	112.2	0.0	112.2
Пруд-испаритель	Площадь	тыс. м ²	366.0	366.0	
	Объём	тыс. м ³	91.5	91.5	0.0
Промплощадка	Площадь	тыс. м ²	114.4	114.4	
	Объём	тыс. м ³	28.6	28.6	0.0
Вахтовый посёлок	Площадь	тыс. м ²	102.0	102.0	
	Объём	тыс. м ³	25.5	25.5	0.0
Автодорога	Площадь	тыс. м ²	210.5	210.5	
	Объём	тыс. м ³	52.6	52.6	0.0
КПП	Площадь	тыс. м ²	0.5	0.5	
	Объём	тыс. м ³	0.1	0.1	0.0
Итого по всем объектам	Площадь	тыс. м²	4 107.5	2 159.4	1 948.1
	Объём	тыс. м³	1 026.9	539.9	487.0

3.11 Электроснабжение

Исходными данными для проектирования электроснабжения месторождения Находка является техническое задание на проектирование.

В рамках данного проекта осуществляется расчет внутреннего электроснабжения и приводятся рекомендации по выбору схемы внешнего электроснабжения и выбору электрооборудования.

По распределению основных объектов на руднике можно выделить четыре основных участка:

- Горный участок (карьер, отвал, склад ВВ, технологические дороги);
- Обоганительный комплекс (ЗИФ, хвостохранилище, вспомогательные объекты);
- Промышленная площадка (ремонтно-механический участок, АЗС, автодороги на поверхности);
- Вахтовый посёлок (Общежитие, модульная котельная, комплекс бытового обслуживания).

Энергообеспечение рудника планируется производить от Экибастузской ГРЭС-2 по линии электропередач 220 кВ идущей на 7 насосную станцию канала Иртыш-Кара-

ганда, подстанция 220/35 киловатт (7-НС), далее, от подстанции 7-НС по электролиниям ВЛ-74 и ВЛ-40, идущим до подстанции Торт-Кудук 35/6 кВ. В районе п. Торт-Кудук или на вводе на подстанцию Торт-Кудук планируется сделать ответвление от обеих линий на рудник Находка.

На руднике планируется установка трансформаторной подстанции (ТП 35/10/0.4) имеющую разъединительные устройства, которые позволяют делать переключения для работы по одной из линий ВЛ-74 или ВЛ-40, а также поочередно запитывать трансформаторы мощностью по 1800 кВт/ч установленные на ТП 35/10 Линия разграничения и учет потребляемой электроэнергии предполагается установить на входе на подстанцию ТП-35/10/0.4.

Для обеспечения электроснабжения необходимо будет строительство двух линий ЛЭП протяженностью по 4 км каждая от подстанции посёлка Торт-Кудук до месторождения Находка

Установка понижающей подстанции ПП-35/10/0.4 кВ, от которой запитываются магистральная линия ЛЭП-10 кВ проходящая через весь рудник, от которой в свою очередь планируется запитывать понижающие подстанции на участках.

Высота ЛЭП должна соответствовать правилам электроустановок и должны быть не менее 6м. а расстояние от провода до наиболее выступающей части габарита транспорта должно быть не менее 3м.

3.11.1 Общая схема электроснабжения участков

Основными потребителями электроэнергии на руднике, рассматриваемыми в данном проекте, являются:

- горный участок;
- промышленная площадка и вахтовый посёлок.

Согласно принятых решений, на данных площадках применяется оборудование, рассчитанное на напряжение 380 Вольт.

Согласно нормам ПУЭ потребители рудника по надёжности электроснабжения распределяются следующим образом:

- Горный участок
 - II категория - насосы карьерного водоотлива;
 - III категория – осветительные установки карьера и отвала, насос для забора технической воды с пруда испарителя;
- Промышленная площадка - все объекты III категории;
- Вахтовый посёлок:
 - I категория - насосы модульной котельной;
 - II категория - бытовой комплекс;
 - III категория – осветительные установки, жилые модули;

Электроснабжение обоих участков осуществляется по единой схеме: для электроснабжения потребителей применяется комплектная трансформаторная подстанция КТП-10/0,4 кВ с силовым трансформатором ТМ-630-10(6)/0,4 кВ с изолированной нейтралью (для электроснабжения карьера предусматривается мобильная (передвиж-

ная) версия). Подключение КТП к высоковольтной линии осуществляется по одной линии ВЛ-10 кВ посредством отпайки от магистральной линии рудника см. рис. 3.12 и 3.13

Комплектная трансформаторная подстанция КТП 630-10/0,4 кВ состоит из распредустройства 0,4 кВ, камеры силового трансформатора, блока воздушного ввода, высоковольтного блока, смонтированных в общем корпусе. Подстанция имеет механическую замковую блокировку, исключающую отключение высоковольтного разъединителя при включенном главном выключателе низшего напряжения, а также предотвращает доступ к высоковольтному оборудованию при включенном разъединителе. Имеется также блокировка, предотвращающая включение разъединителя при включенных ножах, как со стороны ЛЭП, так и со стороны трансформатора.

Для подключения подстанции к высоковольтной линии электропередачи, защиты от токов к.з. и атмосферных перенапряжений применены разъединители типа РВЗ с заземляющими ножами, предохранители типа ПК и вентильные разрядники типа РВП. В подстанции установлен силовой трансформатор мощностью 630 кВА с ручным регулированием напряжения. Обмотки низшего напряжения трансформатора защищены от перенапряжений разрядниками РВН. На подстанции также установлены трансформаторы собственных нужд для питания цепей освещения, защиты и сигнализации.

Для распределения электроэнергии на низшем напряжении 0,4 кВ между потребителями и защиты от токов к.з. и перегрузок в подстанции применены автоматические выключатели серии А-3700 и выключатели серии АЕ 2056. На подстанции имеются приборы для контроля тока, напряжения и расхода электроэнергии.

Перечень основных потребителей электроэнергии по участкам и расчёт расхода электроэнергии приведён в таблицах 3.52 – 3.54

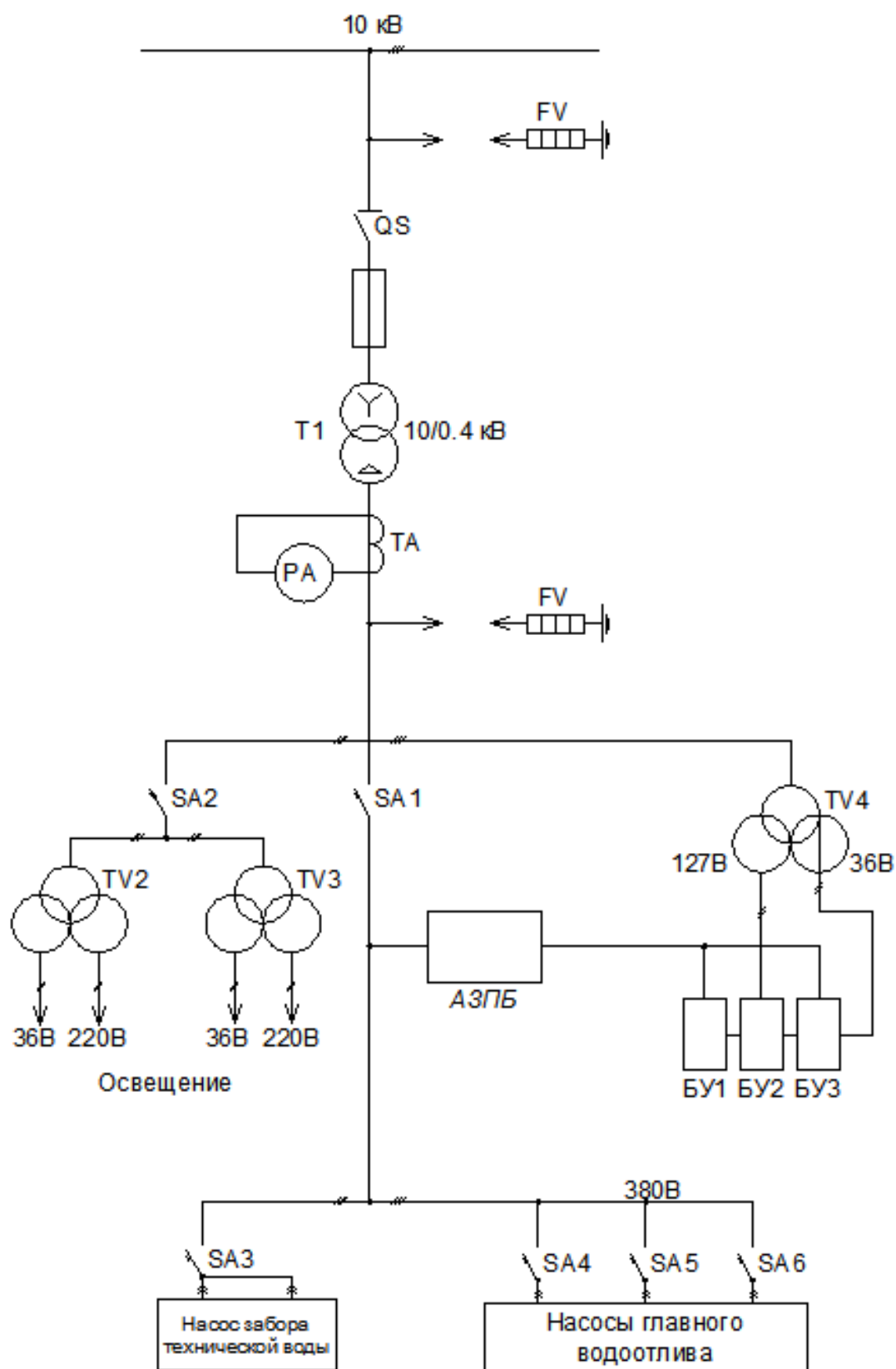


Рисунок 3.12. Схема электроснабжения карьера

Таблица 3.52: Расчёт расхода электроэнергии основными потребителями в карьере

Показатели	Ед. изм.	Потребители электроэнергии					
		Главный водоотлив	Забор технической воды	Освещение			Итого
				Карьера	Отвала	Автодорог	
		Насос ЦНС-180-340	Насос 1Д 200-906	Промышленный прожектор с чипом Philips мощностью 2400 ватт		Уличный светодиодный светильник Favorit ДКУ Street-M 250Вт 37500лм CRI80 IP65	
Количество потребителей	шт.	3	1	4	2	18	
Номинальная мощность	кВт	250	7.5	2.4	2.4	0.4	
Суммарная установленная мощность	кВт	750	7.5	9.6	4.8	7.2	779.1
Коэффициент спроса		0.3	0.3	0.9	0.9	0.9	
cosφp		0.82	0.82	1	1	1	
tgφp		0.7	0.7	0	0	0	
Коэффициент загрузки		0.8	0.8	0.8	0.8	0.8	
Расчётная мощность	кВт	225	2.3	8.6	4.3	6.5	246.7
	кВАр	157.5	1.6	0	0	0	159.1
Время работы приёмников за сутки	час	21	5	12	12	12	
Расход активной и реактивной энергии за сутки	кВт*ч	4 725	12	103	52	78	4 970
	кВАр*ч	3 308	8	0	0	0	3 316

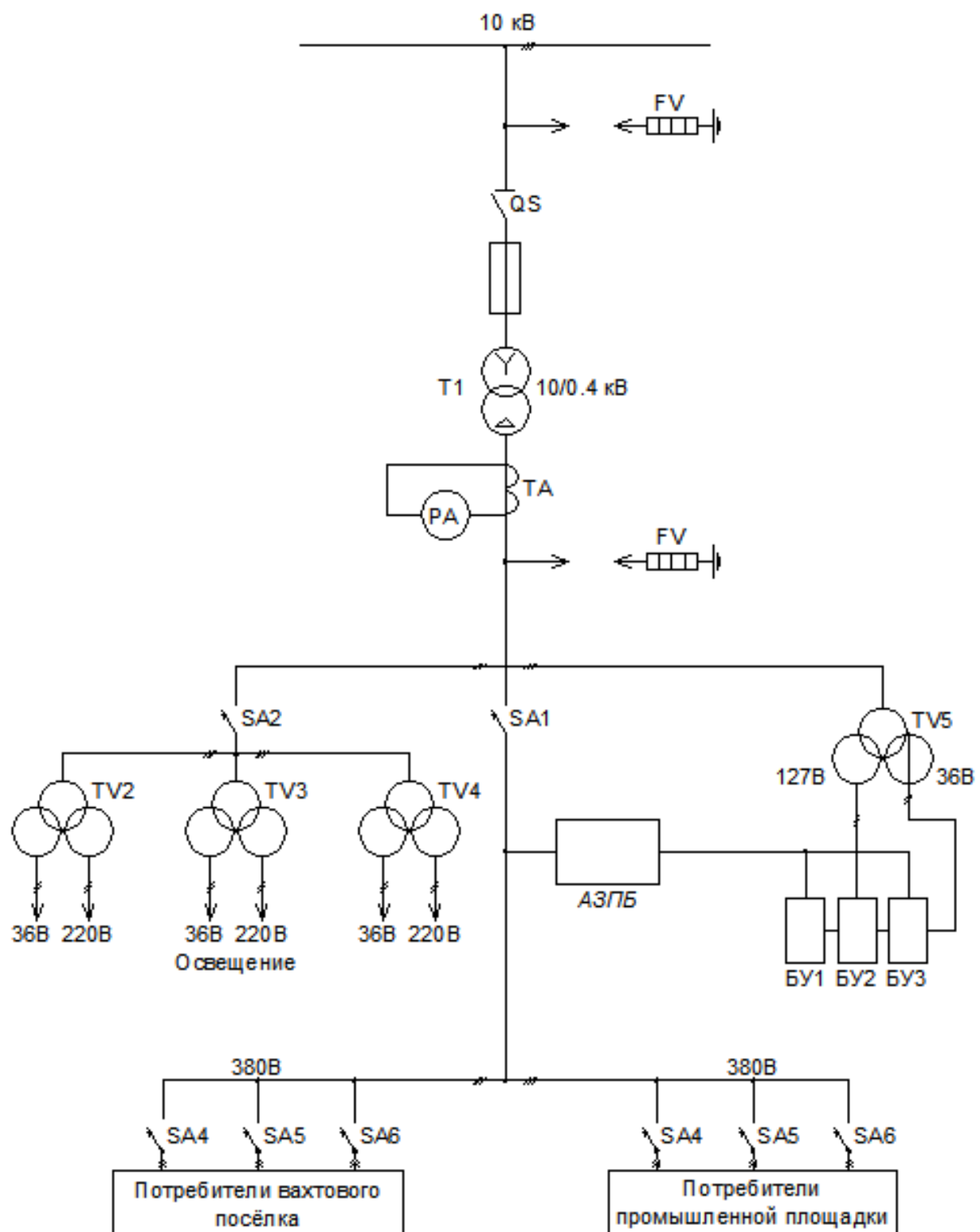


Рисунок 3.13. Схема электроснабжения Промплощадки и Вахтового посёлка

Таблица 3.53: Расчёт расхода электроэнергии основными потребителями на промышленной площадке

Показатели	Ед. изм.	Токарный станок	Сверлильный станок	Наждачный станок	Компрессор	Шиномонтажное оборудование	Гидравлический пресс	Сварочный аппарат	Освещение		Оборудование склада ГСМ		Итого
		Токарно-винторезный станок STALEX C6250A	Станок сверлильный тяжёлый STALEX MGB32	Станок то-чильно-шлифовальный напольный ТШ-3	Винтовой компрессор DLT-7.5V-8 SB	Стенд шиномонтажный стационарный серии NMZ	Гидравлический пресс Stalex HP-100	Горняк-500, Выпрямитель сварочный	Промпло-щадка	Автодороги	Насосы на раздаточную колонку	Освещение склада ГСМ	
									Прожектор светодиодный Everlight MAX 1200Вт 5700К 180000лм	Уличный светодиодный светильник Favorit ДКУ Street-M 150Вт 37500лм CRI80 IP65	насос погружной GILBARCO STP Red Jacket P150U17-3RJ2	Уличный светодиодный светильник Favorit ДКУ Street-M 150Вт 37500лм CRI80 IP65	
Количество потребителей	шт.	1	1	1	1	1	1	1	4	25	4	2	
Номинальная мощность	кВт	7.5	2.2	3	7.5	32	3	16.5	1.2	0.15	1.13	0.15	
Суммарная установленная мощность	кВт	7.5	2.2	3	7.5	32	3	16.5	4.8	3.75	4.52	0.3	85.1
Коэффициент спроса		0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.9	0.9	0.3	0.9	
cosφp		0.82	0.82	0.82	0.82	0.82	0.82	0.82	1	1	0.82	1	
tgφp		0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0	0	0.7	0	
Коэффициент загрузки		0.8	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8	
Расчётная мощность	кВт	2.3	0.7	0.9	2.3	9.6	0.9	5	4.3	3.4	1.4	0.3	31.1
	кВАр	1.6	0.5	0.6	1.6	6.7	0.6	3.5	0	0	1	0	16.1
Время работы приёмников за сутки	час	8	8	8	10	5	5	5	12	12	2	12	
Расход активной и реактивной энергии за сутки	кВт*ч	18.4	5.6	7.2	23	48	4.5	25	51.6	40.8	2.8	3.6	230.5
	кВАр*ч	12.9	3.9	5	16.1	33.6	3.2	17.5	0	0	2	0	94.2

Таблица 3.54: Расчёт расхода электроэнергии основными потребителями в Вахтовом посёлке

Показатели	Ед. изм.	Потребители электроэнергии								
		Модульная котельная	Насосы водоснабжения	Комплекс бытового обслуживания	Расход в жилых помещениях	Освещение		Контрольно-пропускной пункт	Непредвиденные расходы	ИТОГО
						Вахтовый посёлок	Автодороги			
						Прожектор светодиодный Everlight MAX 1200Вт 5700K 180000лм	Уличный светодиодный светильник Favorit ДКУ Street-M 150Вт 37500лм CRI80 IP65			
Количество потребителей	шт	1	1	1	1	4	10	1		
Номинальная мощность	кВт	9.2	7	50	50	1.2	0.15	5		
Суммарная установленная мощность	кВт	9.2	7	50	50	4.8	1.5	5	12.8	140.3
Коэффициент спроса		0.9	0.3	0.3	0.3	0.9	0.9	0.9		
cosφp		0.82	0.82	0.82	0.82	1	1	1		
tgφp		0.7	0.7	0.7	0.7	0	0	0		
Коэффициент загрузки		0.8	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8		
Расчётная мощность	кВт	8.3	2.1	15	15	4.3	1.4	4.5	5.1	55.7
	кВАр	5.8	1.5	10.5	10.5	0	0	0	2.8	31.1
Время работы приёмников за сутки	час	24	10	20	10	12	12	24		
Расход активной и реактивной энергии за сутки	кВт*ч	199.2	21	300	150	51.6	16.8	108	84.7	931.3
	кВАр*ч	139.4	14.7	210	105	0	0	0	46.9	516

3.11.2 Релейная защита и автоматика

Назначение защиты электроустановок - ограничение аварийных или ненормальных режимов и скорейшее по возможности отключение поврежденного элемента или участка системы электроснабжения от неповрежденных частей. Если повреждение не грозит немедленным разрушением защищаемого объекта, не нарушает непрерывность электроснабжения и не представляет немедленную угрозу (по условиям безопасности), например, замыкание фазы на землю в сетях с изолированной нейтралью, то устройства защиты сначала действуют на сигнал, предупреждающий дежурный персонал о неисправности.

Особенность электрической схемы подстанций КТП-10/0,4 кВ – применение отдельного блока защиты АЗПБ. Этот аппарат защищает сети напряжением 0,4 кВ от токов утечки. Защита силового трансформатора от перегрузки осуществляется тепловой защитой, в которой контролирующим элементом являются специальные датчик-реле с размыкающими контактами в цепи защиты. Эти датчик–реле закреплены на низковольтных отводах трансформатора. При перегреве трансформатора размыкаются контакты реле, в результате чего срабатывает промежуточное реле в одном из блоков управления БУ и силовой трансформатор отключается.

3.11.3 Защитное заземление и защита от атмосферных перенапряжений подстанций

3.11.3.1 Защитное заземление

Защитное заземление работающих в карьере стационарных и передвижных электроустановок, машин и механизмов напряжением до 1000 В и выше выполняется общим и осуществляется в виде непрерывного электрического соединения между собой заземляющих проводов и заземляющих жил гибких кабелей, с помощью которых заземляющие части присоединяются к заземлителям, причем непрерывность цепи заземления должна автоматически контролироваться.

Устройства контроля обрыва цепи заземления (БКО) и обрыва заземляющей жилы кабеля (БКЖ). Центральные заземляющие устройства выполняются в виде заземлителей, сооружаемых у ПКТП и других установок. Сопротивление общего заземляющего устройства карьера не должно быть более 4 Ом. Заземляющие провода, прокладываемые на опорах ВЛ в карьере - одно-проволочные стальные диаметром $\geq 36 \text{ мм}^2$; для передвижных установок - алюминиевые и сталь-алюминиевые диаметром $\geq 35 \text{ мм}^2$.

При замыкании на корпус электрооборудования, т. е. соединении токоведущих частей, находящихся под напряжением, с конструктивными частями, не изолированное от земли электрооборудование оказывается относительно земли под напряжением.

В этих случаях человек, стоя на земле прикасаясь к поврежденному электрооборудованию, подвергается опасности поражения электрическим током в той же степени, как если бы он касался фазы питающей сети, которая оказалась замкнутой на конструкцию.

С целью предотвращения опасности повреждения током, обусловленным переходом напряжения на конструктивные части электрооборудования и установок, выполняется защитное заземление.

Защитным заземлением называется преднамеренное электрическое соединение с землёй металлических нетоковедущих частей, которые могут оказаться под напряжением.

Назначение защитного заземления - снизить до безопасного значения напряжение относительно земли на металлических частях электрооборудования, оказавшегося под напряжением из-за нарушения изоляции. Этим устраняется опасность поражения электрическим током при прикосновении к оборудованию.

Принцип действия защитного заземления достигается тем, что между металлическим корпусом или металлическими конструкциями и землей создается электрическое соединение достаточно малого сопротивления.

Ток однообразного замыкания на землю в сети с изолированной нейтралью:

$$I_3 = \frac{U(30l_k + l_b)}{300} = \frac{10(30 \cdot 0,5 + 1)}{300} = 0,6 \text{ А.} \quad (3.62)$$

Сопротивление заземляющего провода на ЛЭМ 10 кВ до трансформатора 10/0,4 кВ (индуктивным сопротивлением пренебрегаем)

$$R_{np} = 0,8r_0 = 0,8 \cdot 2,75 = 2,2 \text{ Ом.} \quad (3.63)$$

Сопротивление заземляющей жилы кабеля

$$R_{np2} = \frac{l_k}{\gamma q_k} = \frac{200}{54,3 \cdot 5} = 0,73 \text{ Ом.} \quad (3.64)$$

Сопротивление заземлителя

$$R'_3 = R_3 - \sum R_{np} = 4 - (2,2 + 0,73) = 1,07 \text{ Ом.} \quad (3.65)$$

Заземлитель выполнен из стальных труб диаметром $d_{mp}=5,8$ см, длиной $l_{mp}=300$ см, соединённых между собой стальным прутком диаметром $d_{np}=1$ см; расстояние между трубами $L_{mp}=600$ см.

Трубы и соединительный прут заглублены на $h=50$ см от поверхности земли. Грунт имеет удельное сопротивление $\rho=0,4 \cdot 10^4$ Ом·см; повышающий коэффициент $K_{max}=1,5$.

Сопротивление одного элемента

$$R_{эл} = 0,366 \frac{K_{max} \rho}{l_{тр}} \left(lg \frac{2l_{тр}}{d_{тр}} + \frac{1}{2} lg \frac{4h' + l_{тр}}{4h' - l_{тр}} \right), \text{ Ом} \quad (3.66)$$

$$R_{эл} = 0,366 \frac{1,5 \cdot 0,4 \cdot 10^4}{300} \left(lg \frac{2 \cdot 300}{5,8} + \frac{1}{2} lg \frac{4 \cdot 200 + 300}{4 \cdot 200 - 300} \right) = 13,4 \text{ Ом}$$

где

$$h'' = \frac{300}{2} + 50 = 200 \text{ см.}$$

Ориентировочное число труб

$$m_{эл} \eta_{эк.эл} = \frac{R_{эл}}{R'_3} = \frac{13,4}{1,07} \approx 10 \text{ труб.} \quad (3.67)$$

Для $\frac{L_{тр}}{l_{тр}} = \frac{600}{200} = 2$ и расположению их по контурам коэффициент экранирования заземлителей выбираем $\eta_{эк.эл} = 0,68$.

Количество труб с учётом коэффициента экранирования

$$T_{эл} = \frac{10}{\eta_{эк.эл}} = \frac{10}{0,68} = 15 \text{ труб.} \quad (3.68)$$

Длина соединительного прута

$$l_{пр} = 1,05 T_{эл} L_{тр} = 1,05 \cdot 15 \cdot 6 = 95 \text{ м.} \quad (3.69)$$

Сопротивление растеканию соединительного прута

$$R_{\text{пр}} = 0,366 \frac{k_{\text{так}}}{l_{\text{пр}}} \lg \frac{2l_{\text{пр}}^2}{d_{\text{пр}} h} = 0,366 \frac{1,5 \cdot 0,4 \cdot 10^4}{9500} \lg \frac{2 \cdot 9500^2}{1 \cdot 50} = 1,28 \text{ Ом.} \quad (3.70)$$

Сопротивление заземлителя с учетом коэффициентов экранирования

$$R_3'' = \frac{1}{\frac{\eta_{\text{эк.пр.}}}{R_{\text{пр}}} + \frac{\tau_{\text{эл}} \eta_{\text{эк.эл}}}{R_{\text{эл}}}} = \frac{1}{\frac{0,34}{1,28} + \frac{15 \cdot 0,65}{13,4}} = 1,0 \text{ Ом.} \quad (3.71)$$

где $\eta_{\text{эк.эл}}$ - принято для 15 труб.

Сопротивление защитного заземления наиболее удалённого приёмника 0,4 кВ

$$R_3 = R_3'' + \sum R_{\text{пр}} = 1,0 + 2,2 + 0,73 = 3,93 \text{ Ом} < 40 \text{ Ом.} \quad (3.72)$$

Все устройства защиты от перенапряжений подлежат заземлению.

При удельном сопротивлении пород $\rho \leq 10$ [Ом·м] сопротивление заземляющих средств защиты не должно превышать 4 [Ом], при $\rho \geq 200$ [Ом·м] средства грозозащиты передвижных электроустановок подключаются к магистральному заземляющему проводу общеканальной сети заземления (МЗП), если $\rho < 200$ [Ом·м], то заземление средств грозозащиты осуществляется на местные заземлители (МЗ) защитного заземления, соединённые с МЗП.

3.11.4 Линии электропередач

3.11.4.1 Устройство и прокладка линий

Передвижные ВЛ-10 кВ сооружаются на специальных опорах с железобетонными или металлическими основаниями, устанавливаемыми на спланированных площадках. Для передвижных ВЛ принимаем сталь-алюминиевые провода типа АС, т.к. в районе расположения карьера возможна скорость ветра более 20 м/с и гололед с толщиной стенки 10 мм и более, максимальное сечение провода принимаем не более 70 мм². Минимальное сечение проводов ВЛ из условий механической прочности принимаем при напряжении до 1 кВ - 16 мм², выше 1 кВ - 25 мм². Расстояние между передвижными опорами канальной сети принимаем не более 50 м. Для обеспечения устойчивости концевых и угловых опор, устанавливаемых на спланированные площадки, применяем инвентарные железобетонные грузы массой не менее 1000 кг, а для промежуточных опор не менее 550 кг. При невозможности применения инвентарных грузов необходимо обеспечить устойчивость анкерных, угловых, концевых и промежуточных опор тросовыми оттяжками и/или пригрузкой оснований породой.

Расстояние проводов ВЛ-10 кВ при максимальной стрелке провеса до ближайшей части здания 2 м.

3.11.5 Электрооборудование

3.11.5.1 Электрооборудование напряжением до 1000 В

Основные потребители напряжения 380 В:

- в карьере – насосы водоотлива ЦНС, насос забора технической воды для орошения;
- на промплощадке – двигатели станков и ремонтного оборудования, насосы ГСМ;
- в вахтовом посёлке – насосы модульной котельной установки, насос водоснабжения.

Освещение зоны работы механизмов в карьере, на отвале, на складе руды, освещение территории промышленной площадки, вахтового посёлка, а так же автомобильных дорог в карьере и на поверхности осуществляется светодиодными прожекторами и светильниками 220В, которые устанавливаются на соответствующих мачтах (прожектора освещения карьера, отвала, промышленной площадки и вахтового посёлка) и опорах (светильники освещения автодорог).

Осветительные установки получают питание от трансформаторных подстанций типа КТП-630/10/0,4 по кабелям марки КРПТ, ГРШН.

3.11.5.2 Выбор силовых аппаратов и установок максимальной защиты в сети 380В

Ток отдельного потребителя

$$I_{гк} = \frac{\kappa_3 \cdot P_H \cdot 1000}{\sqrt{3} \cdot U_H \cdot \cos \phi}, \text{ А} \quad (3.73)$$

Ток группы потребителей

$$I_{мк} = \frac{\kappa_с \cdot P_H \cdot 1000}{\sqrt{3} \cdot U_H \cdot \cos \phi_c}, \text{ А} \quad (3.74)$$

1. Освещение карьера $I_1=68$ А кабель ГРШН 3х16 мм²

2. Насос водоотлива $I_2= 111$ А кабель ГРШН 3х95 мм²

Сопротивление кабелей и ТКЗ рассчитывается по формулам :

- активное сопротивление

$$r_k = \frac{l_k}{\gamma \cdot S_k}, \text{ Ом} \quad (3.75)$$

где

l_k – длина кабеля, м;

S_k – сечение жилы кабеля, мм²;

$\gamma=50$ – удельная проводимость меди.

- индуктивное сопротивление

$$x_k = x_0 \cdot l_k, \text{ Ом} \quad (3.76)$$

где x_0 – индуктивное сопротивление 1 км кабеля, Ом.

Результирующее сопротивление от точки кз до источника питания:

$$r_{рез} = r_{тр} + r_k \quad (3.77)$$

$$x_{рез} = x_{тр} + x_k \quad (3.78)$$

$$z_{рез} = \sqrt{x_{рез}^2 + r_{рез}^2}, \text{ Ом} \quad (3.79)$$

$$x_{тр} = \sqrt{z_{тр}^2 - r_{тр}^2} = \sqrt{0,0256^2 - 0,015^2} = 0,021, \text{ Ом} \quad (3.80)$$

$$r_{тр} = \frac{P_k}{3 \cdot I_{тр}^2} = \frac{4000}{3 \cdot 300^2} = 0,015, \text{ Ом} \quad (3.81)$$

$$z_{тр} = \frac{U_{кз\%} \cdot U}{100 \cdot \sqrt{3} \cdot I} = \frac{3,5 \cdot 380}{100 \cdot 1,73 \cdot 300} = 0,0256, \text{ Ом} \quad (3.82)$$

Величину трёхфазного и двухфазного ТКЗ определяем по формулам:

$$I_{кз}^{(3)} = \frac{U_n}{\sqrt{3}z_{рез}}, \text{ А} \quad (3.83)$$

$$I_{кз}^{(2)} = \frac{U_n}{2z_{рез}}, \text{ А} \quad (3.84)$$

Ток установки максимальных реле автоматов и магнитных пускателей для групп потребителей:

$$I_y \geq I_{дв.п} + \sum I, \text{ А} \quad (3.84)$$

где $I_{дв.п}$ - пусковой ток наиболее мощного двигателя в группе, А;

$\sum I$ - сумма номинальных токов остальных токоприемников в группе, А.

Ток уставки при защите одиночного двигателя

$$I_y \geq I_{дв.п}, \text{ А} \quad (3.85)$$

Кратность защиты (запас) проверяется по формуле

$$\frac{I_{кз}^{(2)}}{I_{уш}} \geq 1,5(1,25) \quad (3.86)$$

где $I_{кз}^{(2)}$ - расчетный ток двухфазного кз, А;

$I_{уш}$ - установка по шкале аппарата, А.

Проверку кабельной сети 0,4 кВ на экономическую плотность тока допускается не производить, потери напряжения в сети, работающей в нормальном режиме, ввиду незначительного удаления потребителей от питающих трансформаторных подстанций и значительных сечений кабеля не подсчитываются, проверка кабельной сети на пуск мощных и удаленных асинхронных двигателей с короткозамкнутым ротором также не производится, так как выполняется условие:

$$S_{ад} \leq 1/3 S_{трПКТП} = 400, \text{ кВА} \quad (3.87)$$

3.11.6 Электроосвещение

Освещение точечным методом.

Определить расстояние между опорами l , на которых должны быть установлены светильники для освещения дороги на рабочем уступе карьера при следующих условиях:

Длина дороги $L=1$ км, высота подвески светильников $h=5$ м, опоры располагаются на расстоянии $a=3$ м от оси дороги, допустимая минимальная освещённость $E_{\min}=0,35$ лк. Ориентируясь на использование светильников СПО-200 с лампой накаливания НГ 200 (200 Вт и 220 В) принимаем $K_3=1,4$.

Определяем суммарную относительную освещённость в точке А

$$\sum \varepsilon = \frac{1000 \cdot E_{\min} \cdot K_3 \cdot h^2}{F_{\lambda}} = \frac{1000 \cdot 0,35 \cdot 1,4 \cdot 25}{2700} = 4,54 \text{ лк} \quad (3.88)$$

Считая, что $\sum \varepsilon = 2\varepsilon$, находим $e = 2,27$. Находим, что такое значение e для светильника СПО-200 возможно при $h:P = 0,3$, откуда $P = 5:0,3=16,7$ м.

Так как точка А расположена на оси дороги посередине между соседними опорами, искомый пролёт будет равен:

$$l = 2\sqrt{16,7^2 - 3,2^2} = 33 \text{ м} \quad (3.89)$$

Число светильников для освещения км дороги

$$N_{св} = \frac{1000 - 33}{33} = 29 \text{ св} \quad (3.90)$$

Этим способом рассчитываются освещённости дорог.

Расчёт освещения прожекторами

При расчёте освещения карьера прожекторами определяются: минимальная освещённость, соответствующая нормам; коэффициент запаса; тип и число прожекторов; высота установки прожектора; наивыгоднейший наклон оптической оси прожектора; места установки прожекторов.

Для определения числа прожекторов, необходимых для освещения заданной площади, необходимо найти суммарный поток $\sum F$, пользуясь формулой

$$\sum F = \sum E_{\min} \cdot S_{oc} \cdot k_3 \cdot k_n \quad (3.91)$$

где

$E_{\min}$ - требуемая освещённость для отдельных участков, лк;

$k_3 = 1,2 \div 1,5$ - коэффициент запаса;

$k_n = 1,15 \div 1,5$ - коэффициент, устанавливающий потери света в зависимости от конфигурации освещаемой площади.

Освещение забоя погрузчика со значениями $S_{oc}=400 \text{ м}^2$ и $\sum E=30 \text{ лк}$.

Выбираем к установке прожектор типа ПЗС-25 с лампой типа Г-220-200 с напряжением 220 В, и мощностью 200 Вт.

Световой поток лампы 2900 лм. Максимальная (осевая) сила света прожектора $I_{\max}=16000 \text{ кд}$, КПД=27.

Требуемое число прожекторов вычисляется по формуле:

$$N = \frac{\sum F}{F_l \cdot \eta_{gh}} = \frac{3250}{2900 \cdot 0,27} = 4,15 \approx 4 \text{ шт} \quad (3.92)$$

Высота установки прожектора:

$$h_{np} = \sqrt{\frac{I_{\max}}{300}} = \sqrt{\frac{16000}{300}} = 7,3 \approx 7 \text{ м} \quad (3.93)$$

Оптимальный угол наклона оптической оси прожектора (угол, при котором площадь светового пятна – эллипса максимальна, а освещённость соответствует нормам) определяется по формуле:

$$\theta = \arcsin \sqrt{m + nE_0^{2/3}}, \text{ град} \quad (3.94)$$

где m и n – коэффициенты углов рассеяния прожекторов в горизонтальной и вертикальной плоскостях.

Если световые потоки прожекторов перекрывают друг друга, то применяется формула:

$$E_0 = \frac{1}{2} k_3 E_{\min} h_{np}^2 = 1/2 \cdot 1,3 \cdot 30 \cdot 7^2 = 955, \text{ лк} \quad (3.95)$$

Тогда имеем:

$$\theta = \arcsin \sqrt{0.38 + 0.0011 \cdot 955^{2/3}} = 29^0$$

Рассчитываем потерю напряжения в трансформаторе и осветительной сети:

- сечение проводов или жил кабеля для освещения методом светового потока

$$S = \frac{\sqrt{3} \cdot I_{\Sigma} \cdot N_{\text{л}} \left(a + \frac{L}{2} \right) \cos \varphi}{\gamma \cdot \nu} = \frac{\sqrt{3} \cdot 7 \cdot 14 \left(15 + \frac{30}{2} \right) 0,93}{32 \cdot 5,5} = 11,09 \text{ мм}^2 \quad (3.96)$$

Выбираем провод стандартным сечением 16 мм². Лампы располагаем в два ряда по семь ламп в ряду.

Определим мощность трансформаторов

$$S_{\text{мп}} = \frac{\sum P_{\text{л}} \cdot n}{1000 \cdot \eta_{\text{с}} \cdot \eta_{\text{св}} \cdot \cos \varphi} = \frac{14 \cdot 200}{1000 \cdot 0,95 \cdot 0,92 \cdot 1} = 0,968 \text{ кВА} \quad (3.97)$$

Число светильников для освещения дороги в карьере $N_{\text{св}}=29$ светильников на 1 км дороги, лампа накаливания НГ-200-220.

Прожекторами освещается забой экскаватора по 4 штуки на забой.

Освещение территории карьера осуществляется при помощи комплектных осветительных установок типа ГТУ 17-2000, которые устанавливаются на переносных металлических мачтах с железобетонными подножками, размещённых по бортам карьеров.

Освещение зоны работы механизмов на отвалах и складе полезного ископаемого осуществляется прожекторами типа ПЗС-3А на передвижных опорах.

Осветительные установки получают питание от трансформаторной подстанции типа ПСКТП-630/6/0,4 по кабелям марки КРПТ, ГРШН.

Стационарные и передвижные осветительные установки в карьере и на отвалах запитываются напряжением 220 В от трансформаторов осветительных передвижной комплектной трансформаторной подстанции ПСКТП-630/6/0,4. Осветительные сети выполняются частично голыми алюминиевыми проводами, частично бронированными кабелями (СБ, АСБ, ВРБ), частично (непосредственно к осветительным приборам) гибкими кабелями (КРПТ, ГРШН) и изолированными проводами (ПР, ПРГ, АПР и др.)

В таблице 3.55 приведён перечень планируемого оборудования для освещения.

Таблица 3.55: Комплекс оборудования для освещения предприятия

Наименование объектов	Кол-во единиц	Стоимость			Общая стоимость
		Оборудования		Монтажные работы	
		единицы	Всего		
		\$	\$		
Прожекторные мачты для освещения карьера Н=25 м	4	1 018	4 072	10 180	14 252
Передвижные прожекторные мачты для освещения отвалов Н=15 м	2	950	1 900	475	2 375
Прожекторные мачты для освещения рудного склада, промплощадки и вахтового посёлка Н=15 м	12	800	9 600	4800	14 400
Опоры освещения дороги СТ-10	97	50	4 850	4 850	9 700
Промышленный прожектор Philips мощностью 2400 ватт	6	1 533	9 198	920	10 118
Прожектор светодиодный Everlight MAX 1200Вт 5700К 180000лм	12	1 369	16 428	1643	18 071
Уличный светодиодный светильник Favorit ДКУ Street-M 150Вт 37500лм CRI80 IP65	97	116	11 252	1125	12 377
Кабели 0,66 кВ КГ 4x16 мм2 прокладка по прожекторным мачтам	500	4	2 000	200	2 200
Кабели АВБбШВ 4x50 мм2 для прожекторного освещения и освеще- ния дороги	6 000	7	42 000	4200	46 200
Провод АПВ сечением 4 мм2	3 600	4	14 400	9 000	23 400
Провод АС-95	12 000	2	24 000	30 000	54 000
Провод АС-35	5 000	2	10 000	12 500	22 500
Шкаф управления наружным освещением	2	27	54	68	122
Всего:			149 754	79 961	229 715

3.12 Карьерный водоотлив

3.12.1 Прогнозный водоприток в карьер

3.12.1.1 Основные параметры горных работ

Разработка месторождения Находка предусматривается открытым способом. Срок отработки карьера – 14 лет с учётом ГКР. В первые два года в карьере производятся горно-капитальные работы для обеспечения фронта добычных работ вскрытыми и подготовленными к выемке запасами. Учитывая глубокое залегание основных запасов, глубина отработки и площадь карьера по поверхности на момент вскрытия, будут довольно значительны, в связи с этим, расчёт прогнозного водопритока предусмотрен с первого года эксплуатации месторождения

В таблице 3.56 приведены основные параметры карьера на момент вскрытия и на конец отработки.

Таблица 3.56: Параметры проектного карьера для расчёта прогнозных водопритоков

Показатели		Ед. изм.	Величина	
			на момент вскрытия	на конец отработки
Размеры карьера по поверхности	Длина (север-юг)	м	750	870
	Ширина (восток-запад)	м	595	755
Площадь карьера		тыс. м ²	359.4	559.3
Глубина карьера		м	93	310
Отметка дна карьера		м.н.у.м	190	-30

3.12.1.2 Расчёт водопритока в карьер.

Расчёт прогнозного водопритока в карьер, а также стратегия осушения, выполненные в Отчёте по гидрогеологии приведены в подразделе 2.4.3 «Прогноз водопритоков в карьер». При этом необходимо отметить, что оценка поверхностного водопритока приведена сценарно для площади водосбора, прилегающего к карьере, ~1,33 км². Но данным проектом предусматривается проходка водоотводных (нагорных) канав с отсыпкой обваловки, основной целью которых является отведение талых и ливневых вод от карьера и отвала. Канавы будут пройдены в первый год эксплуатации (вскрытия) карьера, по проектным периметрам карьера и отвала. Принятые параметры канав приведены в таблице 3.57

Таблица 3.57: Параметры проходки нагорной канавы

Показатели	Ед. изм.	Величина	
		Карьер	Отвал
Длина канавы	м	2800	3980
Глубина канавы	м	1.2	1.2
Ширина канавы по дну	м	2.2	2.2
Ширина канавы по поверхности	м	5	5
Объём проходки канавы	м ³	12100	17200

Технология проходки канавы. Учитывая тип планируемых к приобретению экскаваторов, планируется их применение при проходке канавы. Канавы будут проходиться на расстоянии ~10 м от проектного контура карьера и ~7 м от проектного контура от-

вала. Глубина канавы будет варьироваться в зависимости от рельефа, с учетом обеспечения водоотведения вод от бортов карьера и отвала. При проходке канавы вынимаемый объём грунта будет складываться со стороны карьера или отвала формируя таким образом предохранительный вал (рис.3.13), при этом, в отношении отвала, данный вал так же будет являться границей отсыпки отвала.

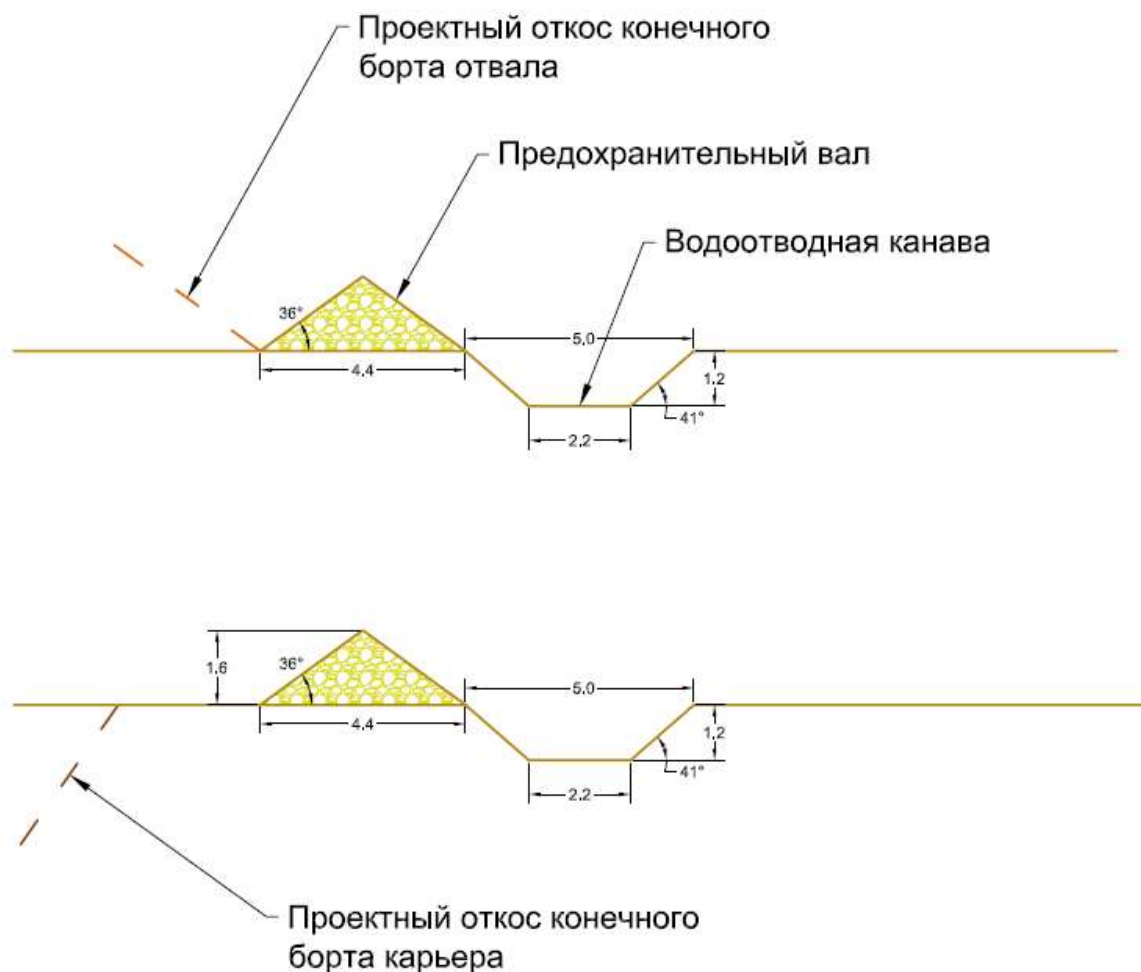


Рисунок 3.14. Схема проходки водоотводной канавы с отсыпкой предохранительного вала

С учетом новых данных произведен перерасчёт поверхностного водопритока в карьер.

Расчёт водопритока в карьер за счёт атмосферных (ливневых) осадков

Нормальный приток дождевых вод будет значительно ниже ливневого водопритока, поэтому расчёт произведён из возможно максимального, определяемого интенсивностью ливневого дождя по формуле:

$$Q_{\text{л}} = t * F * \alpha * \eta, \text{ м}^3 / \text{сутки} \quad (3.98)$$

где:

t - суточное количество осадков, м/сут;

F - площадь водосбора карьера, м²;

α - коэффициент поверхностного стока, принимаемой для суглинков $\alpha = 0,6$;

η - коэффициент проницаемости дождя, $\eta = 1$.

Согласно проектным решениям, для расчётов принимается площадь равная площади карьера на конец отработки

Количество осадков по данным Экибастузской метеостанции колеблется в пределах 5 - 20 мм/сут (0,02 м/сут.).

Расчёт водопритока в карьеры за счёт снеготаяния.

Приток талых вод в карьер определяется по формуле:

$$Q_c = \frac{\alpha * \beta * m_c * F}{t}, \text{ м}^3 / \text{сутки} \quad (3.99)$$

где

α - коэффициент поверхностного стока, принимаемый для суглинков $\alpha = 0,6$;

β - коэффициент, учитывающий степень удаления снега из карьера в процессе вскрышных и добычных работ, $\beta = 0,2$;

m_c - годовое количество твёрдых осадков при условии 50% обеспеченности, м. По данным метеостанций для центральной части области среднее годовое количество осадков составляет 150 мм/год.

F - площадь снегосбора, равная площади карьера по верху, м^2 ;

t - продолжительность интенсивного снеготаяния, сутки, $t_c = 20$ суток.

Расчёт водопритока за счёт ливневых осадков и снеготаяния приведён в таблице 3.58

Таблица 3.58: Расчёт прогнозных водопритоков за счёт ливневых осадков и талых вод

Показатели	Ед. изм.	Величина
Площадь водосбора	м^2	559 300
Суточное количество осадков	м/сут	0.02
Коэффициент поверхностного стока	б.р.	0.6
Коэффициент простираемости дождя	б.р.	1
Коэффициент, учитывающий степень удаления снега из карьера	б.р.	0.2
Годовое количество твёрдых осадков при условии 50% обеспеченности	м	0.0750
Продолжительность интенсивного снеготаяния	сут	20
Ливневый водоприток в карьер	$\text{м}^3/\text{сут}$	6712
	$\text{м}^3/\text{час}$	280
Приток талых вод в карьер	$\text{м}^3/\text{сут}$	252
	$\text{м}^3/\text{час}$	10.5

Суммарный прогнозный водоприток в карьер «Находка» из различных источников (снеготаяние, атмосферные осадки и подземные воды) на каждый год отработки месторождения сведён в таблицу 3.59

Таблица 3.59: Расчёт прогнозных водопритоков в карьер по годам отработки

Год отработки		Водопритоки							
		Подземных вод		Ливневых вод		Талых вод		Итого (максимум)*	
		м³/ч	м³/сут	м³/ч	м³/сут	м³/ч	м³/сут	м³/ч	м³/сут
-2	2026			280	6712	10.5	252	280.0	6 712
-1	2027	30.7	736.4	280	6712	10.5	252	310.7	7 448
1	2028	30.7	736.4	280	6712	10.5	252	310.7	7 448
2	2029	33.4	801.4	280	6712	10.5	252	313.4	7 513
3	2030	34.0	816.7	280	6712	10.5	252	314.0	7 529
4	2031	34.2	820.9	280	6712	10.5	252	314.2	7 533
5	2032	34.3	823.8	280	6712	10.5	252	314.3	7 536
6	2033	34.4	826.3	280	6712	10.5	252	314.4	7 538
7	2034	34.5	828.0	280	6712	10.5	252	314.5	7 540
8	2035	34.6	829.4	280	6712	10.5	252	314.6	7 541
9	2036	34.6	830.6	280	6712	10.5	252	314.6	7 543
10	2037	34.7	831.7	280	6712	10.5	252	314.7	7 544
11	2038	34.7	832.4	280	6712	10.5	252	314.7	7 544
12	2039	34.7	832.4	280	6712	10.5	252	314.7	7 544

**исходя из условия малой вероятности одновременного притока в карьер за счёт ливневых и талых вод, в суммированном водопритоке принята максимальное значение из этих двух показателей (приток за счёт ливневых осадков)*

3.12.1.3 Карьерный водоотлив

Стратегия осушения карьера рассчитана в Отчёте по гидрогеологии и приведена в подразделе 2.4.3.3 «Стратегия осушения». Согласно данной стратегии Проектом предусматривается устройство карьерного водоотлива открытого типа.

Производительность насосной станции рассчитывается из условия: насос должен откачивать суточный нормальный приток воды в карьер не более чем за 20 часов работы в сутки. За нормальный приток воды принят суммарный водоприток карьера. Тогда производительность насоса может быть определена по формуле:

$$Q_{\text{нас. Ц}} = \frac{24 \cdot Q_{\Sigma \text{Ц}}}{20} = \frac{24 \cdot 315}{20} = 378 \text{ м}^3/\text{ч} \quad (3.104)$$

Согласно рекомендациям отчёта по гидрогеологии была предусмотрена насосная станция оборудованная двумя насосами производительностью 200 м³/ч, однако после анализа водопритоков, принято решение о применении насосной станции оснащённой тремя насосными агрегатами ЦНС-180-340.

При этом предусматривается, что один насос будет находиться в работе и два в резерве. Обеспечение насосов и прожектора освещения водоотлива будет обеспечиваться посредством воздушной ЛЭП-0.4кВ запитанной от трансформаторной подстанции, расположенной на борту карьера.

3.13 Водоснабжение и водопотребление.

Работающий персонал будет обеспечен водой, удовлетворяющей Санитарным правилам «Санитарно-эпидемиологические требования к водоемным объектам, местам водозабора для хозяйственно-питьевых целей, хозяйственно-питьевому водоснабжению и местам культурно-бытового водопользования и безопасности водных объектов», утверждённым приказом министра национальной экономики Республики Казахстан от 16 марта 2015 года №209.

В зависимости от вида водопотребления планируется следующие источники водоснабжения:

- питьевое водоснабжение – привозная бутилированная вода;
- хозяйственно-бытовое водоснабжение – привозное с посёлка Торт-Кудук и/или посёлка Шидерты;
- основное техническое водоснабжение будет осуществляться с гидрогеологических скважин, а так же карьерного водоотлива.

Расчёт водопотребления для хозяйственно-питьевых и бытовых нужд рассчитывается, исходя из численности персонала, при расчёте объёма водопотребления приняты нормы согласно СН РК 01-02-2011 «Внутренний водопровод и канализация зданий и сооружений».

Питьевая вода по качеству должна отвечать требованиям Санитарных правил, утверждённых постановлением Правительства РК от 16 марта 2015 года №209. Как упоминалась ранее основное водопитьевое водоснабжение будет осуществляться специализированными организациями, поставляющими бутилированную питьевую воду по отдельному договору.

Основной объём воды для хозяйственно-бытовых целей будет приобретаться у организации, обеспечивающей водоснабжение п. Торт-Кудук или п. Шидерты.

Численность трудящихся на вахте рудника Находка, с учётом командировочного персонала, составляет 153 человека.

Отвод воды (канализация) предусматривается в автономные герметичные септики с последующем вывозом специализированными организациями по договору.

Расчёты потребности питьевого водопотребления и водоотведения сведены в таблицу 3.60

Таблица 3.60: Расчёт годового объёма водопотребления

Вид расхода воды		Водопотребление		
		Норма расхода на единицу, л/чел	Количество человек, чел	Всего, м³
Потребность питьевой воды	Расчётное количество	7	153	1.1
	Неучтённые 10%			0.1
	Итого			1.2
Хозяйственно-бытовые нужды	Расчётное количество	70	153	10.7
	Неучтённые 10%			1.1
	Итого			11.8
Итого в год	Питьевой воды			438
	Хозяйственно-бытовых вод			4 307
	Всего			4 745
Водоотведение				4 745

Техническая вода используется для поливки технологических автодорог и забоя в тёплое время года (май-август), Предполагаемые к эксплуатации буровые станки оборудованы системами пылеулавливания и воду для пылеподавления при бурении не используют.

Орошение автодорог и забоев экскаватора будет проводиться два раза в смену. Потребность в технической воде оправляется исходя из орошаемой площади автодороги и орошаемого объёма горной массы

Согласно «Норм технологического проектирования горнорудных предприятий цветной металлургии с открытым способом разработки» и составляет 1,5 л на 1 м² орошаемой площади. Потребность карьера в технической воде на орошение отбитой горной массы (забоев) принята в количестве 30 л на 1 м³ согласно вышеуказанных Норм.

Средний расход воды на орошение автодороги составит:

При разовом поливе

$$Q_{\text{полив А.Д.}}^{\text{разовый}} = Ш_{\text{а.д.}} * L_{\text{а.д.}}^{\text{средн}} * q_{\text{полив А.Д.}}^{\text{норм.}} \text{ м}^3 \quad (3.105)$$

В сутки

$$Q_{\text{полив А.Д.}}^{\text{суточный}} = Q_{\text{полив А.Д.}}^{\text{разовый}} * n_{\text{полив}}^{\text{смена}} * n_{\text{смен}} \text{ , м}^3 \quad (3.106)$$

где:

$Ш_{\text{а.д.}}$ – ширина орошаемой части автодороги – 16 м (проезжая часть);

$L_{\text{а.д.}}^{\text{средн}}$ – средняя протяжённость автодороги – 2300 м (протяжённость изменяется с учётом углубления карьера и наращивания высоты отвала);

$q_{\text{полив А.Д.}}^{\text{норм.}}$ – норма расхода воды на орошение 1.5 л/м²;

$n_{\text{полив}}^{\text{смена}}$ – количество орошений за смену – 2 раза;

$n_{\text{смен}}$ – количество рабочих смен в сутки – 2 смены.

Исходя из этого расход воды на орошение составит:

При разовом поливе

$$Q_{\text{полив А.Д.}}^{\text{разовый}} = 16 * 3200 * 1.5 = 76800 \text{ л} = 76.8 \text{ м}^3$$

В сутки

$$Q_{\text{полив А.Д.}}^{\text{суточный}} = 76.8 * 2 * 2 = 307.2 \text{ м}^3$$

Суточный расход воды на орошение забоя составит:

$$Q_{\text{орош.заб.}}^{\text{суточный}} = Q_{\text{ГМ}}^{\text{сут.}} * q_{\text{орош.заб.}}^{\text{норм.}} * n_{\text{полив}}^{\text{сутки}} * k_{\text{изм.объем.}}^{\text{ГМ}} \text{ , м}^3 \quad (3.107)$$

где:

$Q_{\text{ГМ}}^{\text{сут.}}$ – среднесуточная производительность по горной массе – 16 500 м³/сутки;

$q_{\text{орош.заб.}}^{\text{норм.}}$ – норма расхода воды на орошение забоя – 30 л/м³;

$n_{\text{полив}}^{\text{сутки}}$ – количество раз орошения забоя в сутки – 2 раза;

$k_{\text{изм.объем.}}^{\text{ГМ}}$ – коэффициент, учитывающий изменение отгружаемого объёма горной массы в течении суток - 0.5.

Тогда среднесуточный расход воды на орошение забоя составит:

$$Q_{\text{орош.заб.}}^{\text{суточный}} = 16500 * 30 * 2 * 0.5 = 495000 \text{ л} = 495 \text{ м}^3$$

Расчёт требуемого количества воды по годам приведён в таблице 3.61

Таблица 3.61: Расчёт прогнозных водопритоков в карьер по годам отработки

Показатели		Ед. изм	Среднее	Величина по годам						
				-2	-1	1	2	3	4	5
				2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032
Для полива автодорог, поверхности отвалов	Орошаемая поверхность	м ²	65 051	14 880	29 280	44 480	50 080	58 880	62 880	68 480
	Количество орошений в смену	раз	2	2	2	2	2	2	2	2
	Количество смен в сутки	смен	2	2	2	2	2	2	2	2
	Расход воды в сутки	м ³	390	89.28	175.68	266.88	300.48	353.28	377.28	410.88
	Продолжительность периода орошения дорог	дней	120	120	120	120	120	120	120	120
	<i>Расход воды на орошение автодорог в год</i>	<i>тыс. м³</i>	<i>47</i>	<i>10.7</i>	<i>21.1</i>	<i>32</i>	<i>36.1</i>	<i>42.4</i>	<i>45.3</i>	<i>49.3</i>
На орошение горной массы (забоев)	Количество орошаемой горной массы	м ³ /сутки	13 907	4 110	33 847	23 845	38 440	27 053	26 736	12 926
	Количество раз орошения в сутки	раз	2	2	2	2	2	2	2	2
	Расход воды на орошение в сутки	м ³ /сутки	417	123	1015	715	1153	812	802	388
	Продолжительность периода орошения горной массы	суток	120	120	120	120	120	120	120	120
	<i>Расход воды на орошение горной массы в год</i>	<i>тыс. м³</i>	<i>50</i>	<i>14.8</i>	<i>121.8</i>	<i>85.8</i>	<i>138.4</i>	<i>97.4</i>	<i>96.2</i>	<i>46.6</i>
Всего расход воды на пылеподавление		тыс. м ³	97	25.5	142.9	117.8	174.5	139.8	141.5	95.9

Показатели		Ед. изм	Среднее	Величина по годам						
				6	7	8	9	10	11	12
				2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039
Для полива автодорог, поверхности отвалов	Орошаемая поверхность	м ²	65 051	72 480	73 280	75 680	82 880	86 880	90 880	99 680
	Количество орошений в смену	раз	2	2	2	2	2	2	2	2
	Количество смен в сутки	смен	2	2	2	2	2	2	2	2
	Расход воды в сутки	м ³	390	434.88	439.68	454.08	497.28	521.28	545.28	598.08
	Продолжительность периода орошения дорог	дней	120	120	120	120	120	120	120	120
	<i>Расход воды на орошение автодорог в год</i>	<i>тыс. м³</i>	<i>47</i>	<i>52.2</i>	<i>52.8</i>	<i>54.5</i>	<i>59.7</i>	<i>62.6</i>	<i>65.4</i>	<i>71.8</i>
На орошение горной массы (забоев)	Количество орошаемой горной массы	м ³ /сутки	13 907	7 619	4 974	4 287	3 022	3 550	2 826	1 457
	Количество раз орошения в сутки	раз	2	2	2	2	2	2	2	2
	Расход воды на орошение в сутки	м ³ /сутки	417	229	149	129	91	107	85	44
	Продолжительность периода орошения горной массы	суток	120	120	120	120	120	120	120	120
	<i>Расход воды на орошение горной массы в год</i>	<i>тыс. м³</i>	<i>50</i>	<i>27.5</i>	<i>17.9</i>	<i>15.5</i>	<i>10.9</i>	<i>12.8</i>	<i>10.2</i>	<i>5.3</i>
Всего расход воды на пылеподавление		тыс. м ³	97	79.7	70.7	70	70.6	75.4	75.6	77.1

3.14 Перечень оборудования для открытых горных работ

Перечень основного и вспомогательного оборудования для открытых горных работ приведён в таблице 3.62

Таблица 3.62: Перечень применяемого оборудования

Виды оборудования		Количество
<i>Основные работы</i>		
Буровые станки	KAISHAN KGH8	4
Экскаваторы	SANY SY750H	4
Автосамосвалы	Bell B50D	22
Бульдозеры	ЧЕТРА T25	4.00
Погрузчики	SANY SW978K1	2.00
<i>Вспомогательные горные работы</i>		
Грейдер	SANY STG190C-8	1
Поливооросительная машина	БелАЗ 76135	1
Оборка уступов	автогидроподъёмник ПСС-141.29Э на шасси КамАЗ-5350	1
Насосы главного водоотлива	ЦНС- 180/340	3
<i>Обслуживание рудника</i>		
Перевозка грузов	КамАЗ-53215-052-15	1
	Бортовой автомобиль 6586-001-01 с КМУ PALFINGER PK 15500A на шасси КАМАЗ-65117	1
	ГАЗ Соболь-Бизнес 4x4 бортовой 6 мест	1
Топливозаправщик	Автотопливозаправщик АТЗ-11 на шасси КАМАЗ 43118-3027-50	1
Легковой транспорт	УАЗ Pickup	3
Вахтовый автобус	НЕФАЗ-4208 на шасси КАМАЗ 43114	1

Примечание. Предусматривается так же вариант проведения горных работ с привлечением подрядных организаций, в связи с чем количество тип задействованной техники может меняться в зависимости от производственных возможностей Подрядчика.

3.15 Проветривание карьера

Состав атмосферы в карьерах должен отвечать установленным нормативам по содержанию составных частей воздуха и вредных примесей (пыль, газы). При производстве горных работ будет производится выделение газов и пыли. Для снижения их концентрации предусматриваются мероприятия по борьбе с пылью и газами.

Для снижения пылеобразования при экскавации горной массы в тёплые периоды года проводится орошение взорванной горной массы водой. Для снижения пылеобразования на автомобильных дорогах при положительной температуре воздуха проводится поливка дорог водой с применением связующих добавок. При интенсивном сдувании пыли с территории открытых горных работ осуществляются меры по предотвращению пылеобразования (связующие растворы, озеленение).

При производстве взрывных работ будет происходить слабоконтролируемое выделение вредных газов и пыли, в связи с этим допуск рабочих и технического персонала в карьер после производства массовых взрывов производится после проверки и снижения содержания ядовитых газов в атмосфере до пределов, установленных гигиеническими нормативами, но не ранее чем через 30 минут после взрыва, и рассеивания

пылевого облака и полного восстановления видимости, осмотра мест (места) взрыва лицом контроля (согласно распорядка массового взрыва).

Создание нормальных атмосферных условий в карьерах будет осуществляться за счёт естественного проветривания. Искусственное проветривание карьеров не предусматривается, так как для района, где расположены карьеры, характерны постоянно дующие ветры. Ветровой режим на данном месторождении способствует естественному проветриванию карьера до глубины 300 метров. В случае регулярного возникновения застойных (непроветриваемых) участков, после производства массовых взрывов, схема принудительного проветривания будет разработана отдельным проектом.

3.16 Инфраструктура рудника и генеральный план поверхности

Месторождение Находка ранее не отрабатывалось, инфраструктура рудника отсутствует.

В соответствии с принятыми проектными решениями на руднике планируется обустройство следующих объектов необходимых для нормального функционирования рудника:

- вахтовый посёлок;
- промплощадка рудника;
- пруд-испаритель;
- склад ВМ;
- КПП;
- линии электропередач;
- автомобильные дороги;
- обогатительный комплекс.

Для снижения финансовых, трудовых и временных затрат предусматривается максимальное использование модульных и быстровозводимых зданий и сооружений. Для отсыпки площадок и сооружения насыпей планируется максимальное использование пород вскрыши, в связи с чем предусматривается проведение дополнительных исследовательских работ для оценки возможности их использования для различных целей.

3.16.1 Вахтовый посёлок

На территории вахтового посёлка планируется размещение следующих объектов (рис. 3.15):

- жилого комплекса;
- комплекса для отдыха
- столовой;
- котельной;
- ёмкости для бытового водоснабжения 100 м³;
- септика

В качестве жилого комплекса планируется применение двух этажного модульного комплекса на 150 человек. Размер комплекса предполагается 14х40 м. В комплексе будут размещаться банный комплекс, 50 жилых помещений, 2 умывальных помещения, 2 санузла.

Комплекс для отдыха представляет собой одноэтажное модульное сооружение размером 14х15 м в котором планируется размещение двух игровых комнат (бильярд, настольный теннис), мини-кинотеатра и санузла с умывальником.

Столовая представляет собой одноэтажное модульное здание размером 12х42.5 м. В столовой размещается санузел, умывальное отделение, отделение для приготовления пищи, общий зал и зал для ИТР.

Котельная представляет собой готовый модуль из каркаса, изготовленного из прямоугольного профиля с установленными панелями размером 10х2.4 м, с установленным оборудованием. Полная заводская готовность, не требует фазы проектирования и уменьшает время на монтажные работы на объекте

Ёмкость для бытового снабжения планируется к установке на поверхности с последующим утеплением. Объём ёмкости принят исходя из расчёта водопотребления с учётом необходимости её пополнения примерно два раза за вахту.

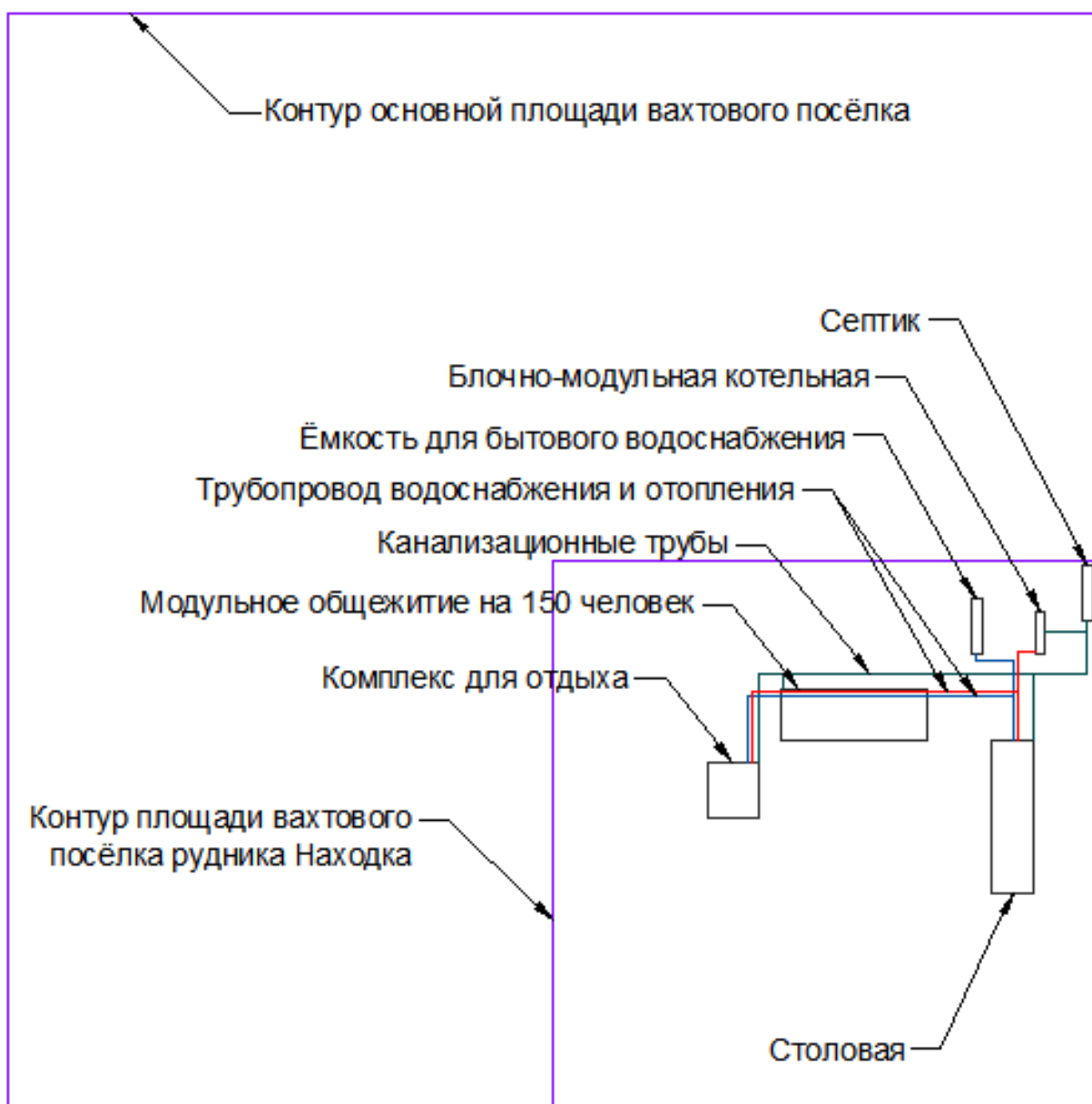


Рисунок 3.15. Схема вахтового посёлка

В соответствии с проектом вахтовый посёлок планируется расположить в юго-западной (западной) части за пределами санитарно-защитных зон карьера, отвала, складов руды и обогатительного комплекса.

Как видно из рисунка, основной контур территории вахтового посёлка превышает требуемую площадь в четыре раза. Данное решение обусловлено двумя основными причинами:

- при строительстве вахтового посёлка могут быть приняты решения по зданиям, отличающиеся от рассмотренных в данном проекте.
- исходя из высокой вариабельности производительности по горной массе, возможно привлечение подрядных организаций, вахтовые посёлки которых будут размещены на данной территории.

Для размещения блочных модульных зданий не требуется обустройство капитального фундамента, но при этом необходимо обустройство и выравнивание площадки. В связи с этим при организации вахтового посёлка, перед монтажом зданий планируется выполнение следующих мероприятий:

- проведение инженерно-геологических изысканий;
- снятие плодородного слоя почв;
- выемка грунта под размещение ёмкостей и трубопроводов;
- отсыпка площадки дроблёными породами вскрыши и выравнивание.

Проведение инженерно-геологических изысканий будет выполнено специализированной организацией.

Технология снятия и складирования ПСП описана в подразделе 3.10.3.

На выемке грунта планируется использование привлечённого экскаватора типа обратная лопата, объём выемки грунта составит:

- выемка грунта для ёмкости водоснабжения и прокладки труб водоснабжения и отопления $\sim 1030 \text{ м}^3$;
- выемка грунта под септик и прокладку канализационных труб $\sim 770 \text{ м}^3$;

Итого с учётом непредвиденных объёмов $\sim 1980 \text{ м}^3$

Отсыпка площадки планируется по всей площади на высоту $\sim 0.8 \text{ м}$. Для отсыпки планируется использование двух основных фракций: фракция 20-40 мм будет использована в качестве основания, фракция 5-10 мм в качестве основной поверхности. Для получения данных фракций планируется применение (аренда) мобильного дробильно-сортировочного комплекса типа АРУЗ-Ф производства AIMIX GROUP. Выравнивание площадки будет производиться грейдером. Принятое решение позволит просачиваться дождевым и ливневым водам и отходить по естественным формам рельефа.

Планируемый объём работ и календарный график будут приведены в таблице 3.63

3.16.2 Промышленная площадка рудника

На территории промышленной площадки планируется размещение следующих объектов (рис. 3.16):

- административный комплекс;
- ремонтно-механический цех
- автозаправочная станция;
- склады ГСМ и ТМЦ;
- ёмкость для водоснабжения 20 м^3 ;

- стоянка легковых автомобилей;
- стоянка карьерных самосвалов и самоходной техники

В качестве административного комплекса планируется применение одноэтажного модульного комплекса 14.5х30 м. В комплексе предполагается обустройство 10 помещений в которых будут размещены кабинеты руководства рудника и основных отделений (бухгалтерия, маркшейдерский, геологический, горный, энергетический, механический отделы, отдел снабжения, зал совещаний (выдачи наряд-заданий), санузел).

Ремонтно-механический цех представляет собой ангар бескаркасного типа размером 30х100 м в котором планируется размещение станков и оборудования необходимого для производства ремонта и обслуживания техники.

В качестве склада ТМЦ планируется использование восьми 40-тонных контейнеров.

Склад ГСМ планируется использовать только для хранения масел и смазочных материалов. В качестве склада ГСМ планируется использовать четыре 40-тонных контейнера.

Дизельное топливо и бензин планируется хранить в ёмкостях АЗС.

АЗС представляет собой открытую площадку, на которой расположены три топливораздаточных колонки с двухсторонней раздачей топлива, две из которых предназначены для заправки карьерных автосамосвалов и самоходного оборудования дизельным топливом и одна для заправки легкового транспорта бензином. А также оборудованный контейнер для фиксирования и учета выдачи ГСМ.

Дизельное топливо будет храниться в трёх стальных подземных ёмкостях объёмом 100 м³ каждая, расположенных на территории АЗС.

Бензин планируется хранить в подземной стальной ёмкости объёмом 20 м³.

Стоянки для автотранспорта и самоходного оборудования представляют собой спланированные площадки отсыпанные дроблёнными породами вскрыши.

Как видно из принятых решений, основные объекты, планируемые к размещению на территории промплощадки имеют модульный характер и не требуют особой подготовки территории.

В связи с этим, при организации промышленной площадки, перед монтажом зданий планируется выполнение следующих мероприятий:

- проведение инженерно-геологических изысканий;
- снятие плодородного слоя почв;
- выемка грунта для размещения ёмкостей АЗС, водоснабжения и канализации;
- выемка грунта для прокладки труб;
- отливка фундамента для крепления станков, ремонтного оборудования и собственно каркаса РМЦ;
- отсыпка площадки дроблёнными породами вскрыши и выравнивание

Проведение инженерно-геологических изысканий будет выполнено специализированной организацией.

Технология снятия и складирования ПСП описана в подразделе 3.10.3.

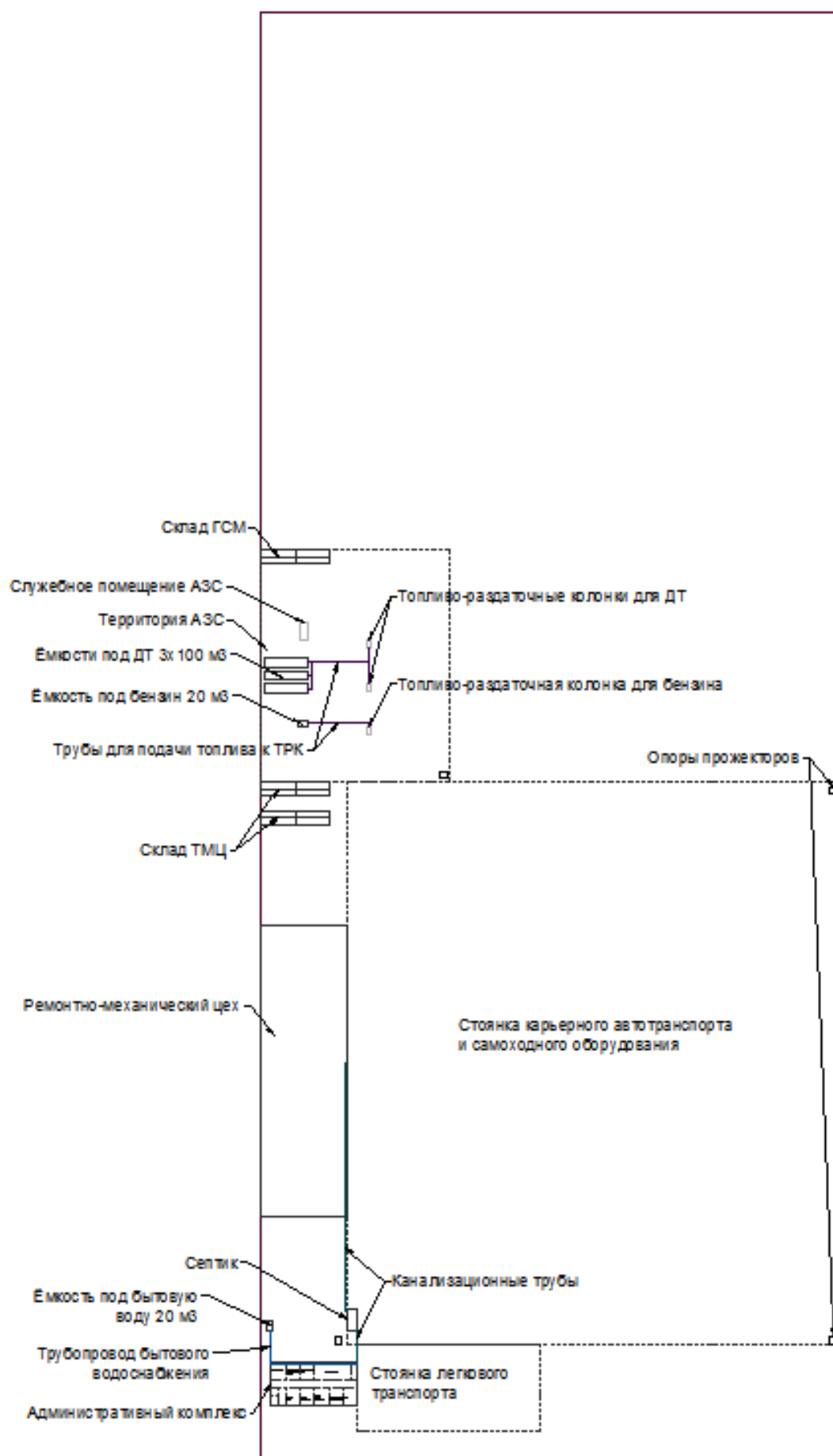


Рисунок 3.16. Схема промышленной площадки

На выемке грунта планируется использование привлечённого экскаватора типа обратная лопата, объём выемки грунта составит:

- выемка грунта для ёмкостей АЗС и прокладки труб до топливораздаточных колонок ~990 м³;
- выемка грунта для ёмкости водоснабжения и прокладки труб ~210 м³;
- выемка грунта под септик и прокладку канализационных труб ~470 м³;

Итого с учётом непредвиденных объёмов ~1840 м³

По аналогии с вахтовым посёлком, отсыпка площадки планируется по всей площади на высоту ~0.8 м. Для отсыпки планируется использование двух основных фракций: фракция 20-40 мм будет использована в качестве основания, фракция 5-10 мм в качестве основной поверхности. Для получения данных фракций планируется применение (аренда) мобильного дробильно-сортировочного комплекса типа АРУЗ-Е производства AIMIX GROUP. Выравнивание площадки будет производиться грейдером. Принятое решение позволит просачиваться дождевым и ливневым водам и отходить по естественным формам рельефа.

Планируемый объём работ и календарный график будут приведены в таблице 3.63

3.16.3 Пруд-испаритель

Согласно проекту, пруд-испаритель будет представлять собой гидротехническое сооружение наземного типа высотой 10 м и общими размерами ~500х700м, состоящие из 4 отдельных карт средними размерами 250х350 м.

Дамбы (откосы) пруда будут отсыпаны из дроблённых пород вскрыши и накрыты геотехнической водонепроницаемой геомембраной толщиной 1.0 мм

Строительство пруда-испарителя планируется в четыре этапа.

Перед строительством планируется выполнение следующих мероприятий:

- проведение инженерно-геологических изысканий;
- снятие плодородного слоя почв;
- планировка площадки.

Проведение инженерно-геологических изысканий будет выполнено специализированной организацией.

Технология снятия и складирования ПСП описана в подразделе 3.10.3.

Выравнивание площадки планируется производить с помощью бульдозера и автогрейдера, в случае необходимости будет производиться подсыпка отдельных участков.

После выравнивания площади, будут производиться работы по отсыпке тела дамбы. На отсыпке и планировке предусматривается применение карьерной техники (карьерные самосвалы, бульдозера, фронтальный погрузчик).

По окончании работ по отсыпке дамбы будут произведены работы по укладке геомембраны. Площадь геомембраны укладываемая на одну ячейку составляет ~100.5 тыс. м².

Планируемый объём работ и календарный график отсыпки будут приведены в таблице 3.63

3.16.4 Склад ВМ

Согласно раздела 3.6.4 «Хранение взрывчатых материалов» на территории склада планируется размещение пяти хранилищ взрывчатых материалов, четыре из которых предназначены для хранения основного ВВ, включая патронированное ВВ и одно для хранения средств инициирования (рис. 3.17).

Хранилища для основного ВВ состоят из 2-х 40-тонных контейнеров, хранилище для хранения СИ состоит из одного 40 тонного контейнера.

Каждое из хранилищ обваловано насыпью высотой 3 м.

При строительстве склада ВМ, перед монтажом зданий планируется выполнение следующих мероприятий:

- проведение инженерно-геологических изысканий;
- снятие плодородного слоя почв;
- отсыпка площадки дроблёными породами вскрыши и выравнивание.

Проведение инженерно-геологических изысканий будет выполнено специализированной организацией.

Технология снятия и складирования ПСП описана в подразделе 3.10.3.

По аналогии с вахтовым посёлком и промплощадкой, отсыпка площадки под склад ВМ планируется по всей площади на высоту ~0.8 м. Для отсыпки планируется использование двух основных фракций: фракция 20-40 мм будет использована в качестве основания, фракция 5-10 мм в качестве основной поверхности. Для получения данных фракций планируется применение (аренда) мобильного дробильно-сортировочного комплекса типа АРУЗ-Е производства AIMIX GROUP. Выравнивание площадки будет производиться грейдером. Принятое решение позволит просачиваться дождевым и ливневым водам и отходить по естественным формам рельефа.

После планировки площадки будут установлены контейнера хранилищ и произведена их обваловка. Объёмы работ и календарный график их выполнения приведены в таблице 3.63

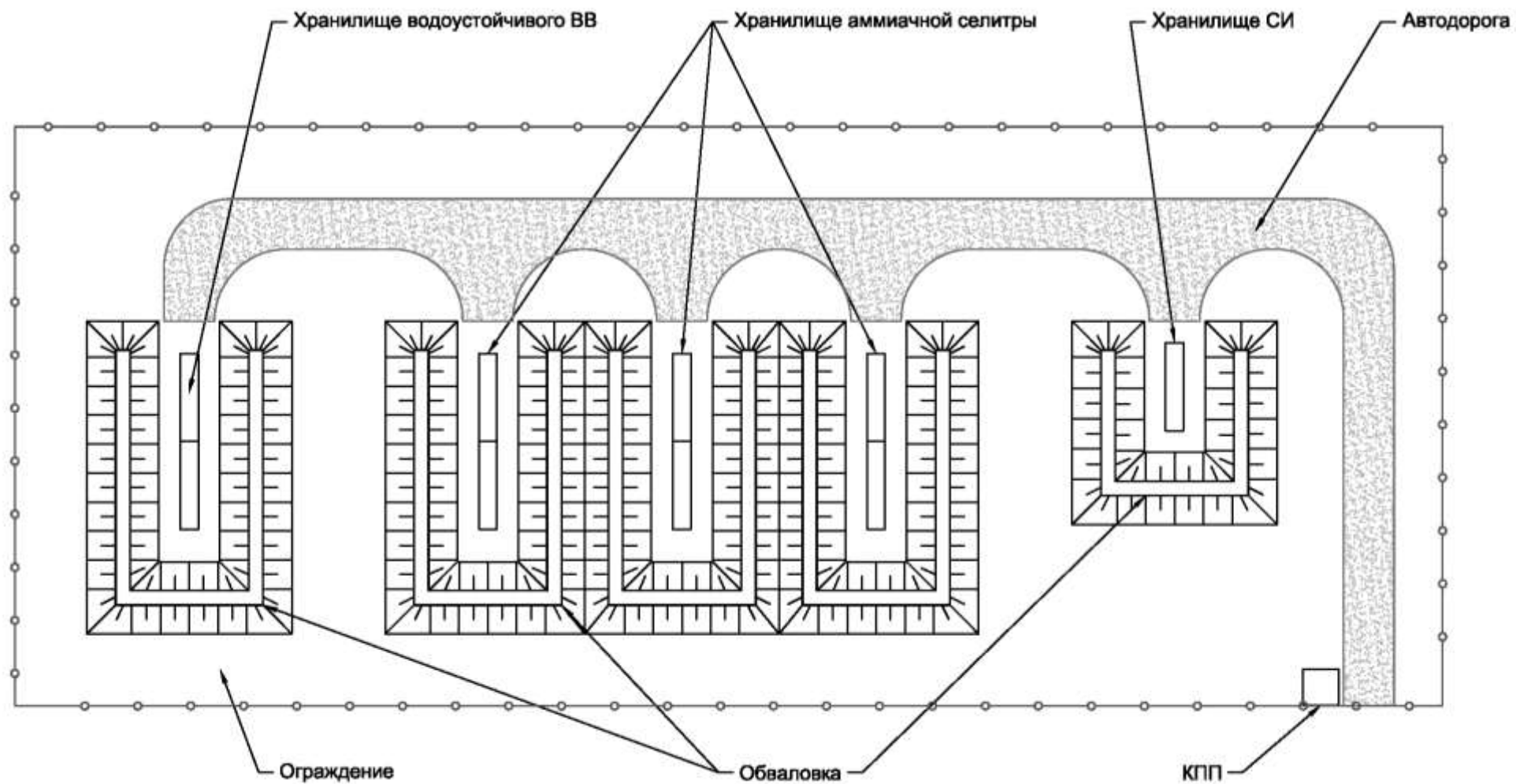


Рисунок 3.17: Схема расходного склада ВМ

3.16.5 Контрольно-пропускной пункт

Контрольно-пропускной пункт планируется разместить на въезде на территорию рудника. Само КПП будет представлять собой модульное здание размером 17.5х22.5 м (рис. 3.18) в котором планируется размещение жилых помещений для охраны и основных служебных помещений. Кроме этого, около КПП планируется размещение стоянки для легкового транспорта.

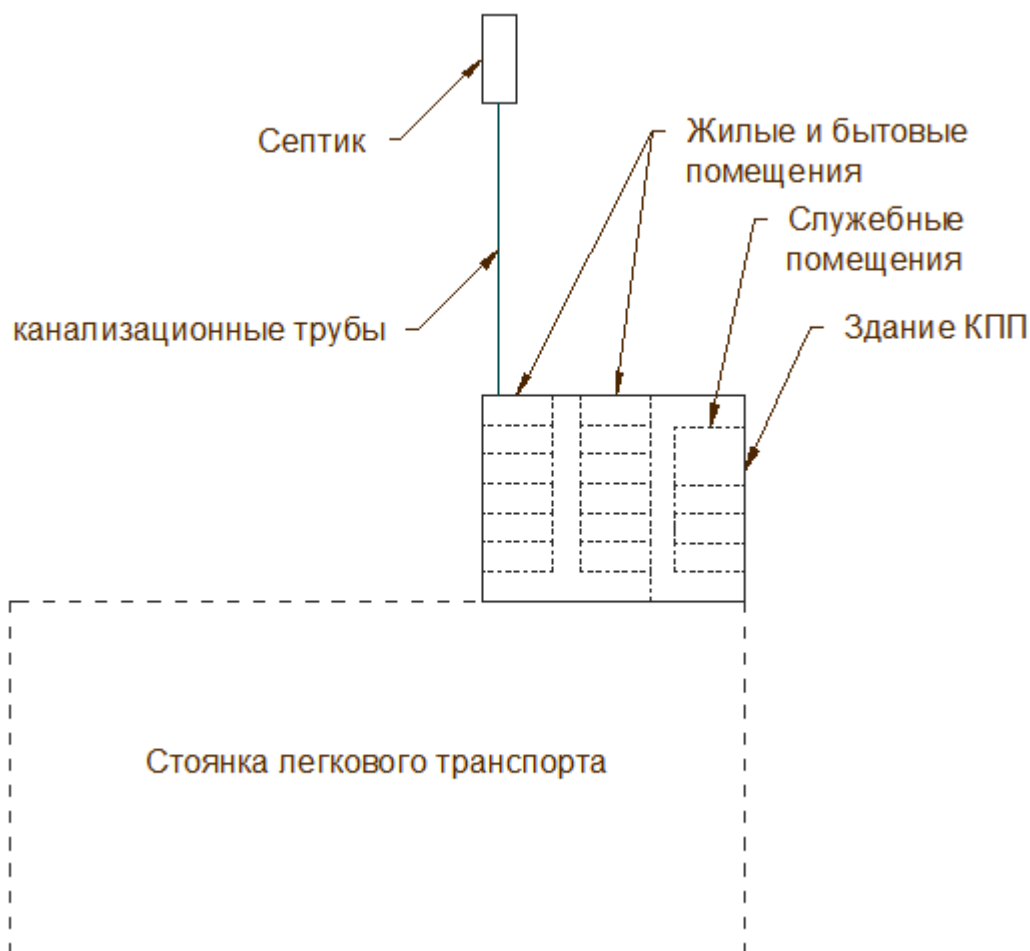


Рисунок 3.18: Схема контрольно-пропускного пункта

При строительстве КПП, перед монтажом зданий планируется выполнение следующих мероприятий:

- проведение инженерно-геологических изысканий;
- снятие плодородного слоя почв;
- выемка грунта под септик и канализацию;
- отсыпка площадки дроблёными породами вскрыши и выравнивание.

Проведение инженерно-геологических изысканий будет выполнено специализированной организацией.

Технология снятия и складирования ПСП описана в подразделе 3.10.3.

Объём выемки грунта под септик и прокладку канализации, с учётом непредвиденных объёмов составит ~480 м³.

Отсыпка площадки под КПП и стоянки автотранспорта планируется по всей площади на высоту ~0.8 м. Для отсыпки планируется использование двух основных фракций: фракция 20-40 мм будет использована в качестве основания, фракция 5-10 мм в качестве основной поверхности. Для получения данных фракций планируется применение (аренда) мобильного дробильно-сортировочного комплекса типа АРҮЗ-Ғ производства AIMIX GROUP. Выравнивание площадки будет производиться грейдером. Принятое решение позволит просачиваться дождевым и ливневым водам и отходить по естественным формам рельефа.

Объёмы работ и календарный график их выполнения приведены в таблице 3.63

3.16.6 Автомобильные дороги

Согласно принятых решений, с учётом планируемого грузооборота на предприятии планируется обустройство дорог по требованиям соответствующим автодорогам категории III-к.

Согласно требованиям, СНиП 2.05.07-91* «Промышленный транспорт» на стационарных дорогах категории III-к применяется облегчённое усовершенствованное, однослойное покрытие из скальных пород вскрыши толщиной не менее 20 см.

Исходя из этого, строительство автомобильных дорог планируется путём отсыпки основания дороги дроблёной породой крупностью 20-40 мм, высотой ~50-60 см. После отсыпки основания и его планировки и утрамбовки, будет отсыпаться слой дроблёной породы толщиной ~20 см, крупностью 5-10 мм, который будет являться покрытием автодороги. После чего, с помощью грейдера будет проводится окончательная планировка с обустройством поперечного профиля в соответствии с требованиями СНиП.

Объёмы работ по отсыпке автодорог и календарный график их выполнения приведены в таблице 3.63.

3.16.7 Склады товарной и забалансовой руды

Основания складов так же будут отсыпаться дроблёнными породами вскрыши (для склада товарной руды возможно (при наличии) использование забалансовой руды). Отсыпка площадок будет производиться по всей площади на высоту ~0.8 м. Для отсыпки планируется использование двух основных фракций: фракция 20-40 мм будет использована в качестве основания, фракция 5-10 мм в качестве основной поверхности. Для получения данных фракций планируется применение (аренда) мобильного дробильно-сортировочного комплекса типа АРҮЗ-Ғ производства AIMIX GROUP. Выравнивание площадки будет производиться грейдером. Принятое решение позволит просачиваться дождевым и ливневым водам и отходить по естественным формам рельефа.

Объёмы работ и календарный график их выполнения приведены в таблице 3.63

Таблица 3.63: Объем работ по отсыпке площадок и строительству сооружений рудника и календарный график их выполнения

Объекты		Объём вскрыши на строительство объектов, тыс. м ³	Всего использовано за период эксплуатации, тыс. м ³	в том числе по годам эксплуатации				
				-2	-1	1	2	3-12*
				2026	2027	2028	2029	2030-2039
Автодороги	Въезд на рудник - вахтовый посёлок	15.6	25.7	15.6	0.8	0.8	0.8	0.8
	Въезд на рудник - ЗИФ	23.6	38.9	23.6	1.2	1.2	1.2	1.2
	Рудный склад - вскрышной выезд с карьера	20.0	33.0	20.0	1.0	1.0	1.0	1.0
	Дорога до отвала	5.6	9.2	5.6	0.3	0.3	0.3	0.3
	Рудный выезд с карьера - рудный склад	9.6	15.8	9.6	0.5	0.5	0.5	0.5
	Рудный выезд из карьера - склад ВВ	22.2	36.7	22.2	1.1	1.1	1.1	1.1
	Вскрышной выезд - склад ВВ	8.3	13.7	8.3	0.4	0.4	0.4	0.4
	ЗИФ-склад СДЯВ	31.5	50.4		31.5	1.6	1.6	1.6
	Заезд склад забалансовых руд	9.6	15.8	9.6	0.5	0.5	0.5	0.5
	Заезд на промплощадке	3.4	5.5	3.4	0.2	0.2	0.2	0.2
	Заезд на рудный склад	1.9	3.2	1.9	0.1	0.1	0.1	0.1
Всего автодороги		151.4	248.2	119.8	37.5	7.6	7.6	7.6
Площадка Вахтового посёлка		72.0	82.8	72.0	0.7	0.7	0.7	0.7
Промышленная площадка		80.0	110.0	80.0	2.0	2.0	2.0	2.0
Площадка склада забалансовой руды		338.0	363.4	338.0	1.7	1.7	1.7	1.7
Площадка склада товарной руды		126.0	220.5	126.0	6.3	6.3	6.3	6.3
Площадка ЗИФ		202.5	255.2		202.5	4.1	4.1	4.1
Склад ВВ	Площадка	12.8	14.4		12.8	0.1	0.1	0.1
	Обваловка хранилищ	7.2	8.1		7.2	0.1	0.1	0.1
Площадка склада СДЯВ		9.6	10.8		9.6	0.1	0.1	0.1
Хвостохранилище		1 403.1	1 571.5		1 403.1	14.0	14.0	14.0
Пруд-испаритель		1 022.9	1 033.1	351.7	238.1	267.5	165.6	10.2
ИТОГО		3 425.5	3 918.0	1 087.5	1 921.5	304.2	202.3	46.9

* основной объем строительных работ и работ по обустройству площадок рудника планируется завершить в первые четыре года отработки (до 2029 года), начиная с пятого года отработки рудника (2030 г) породы вскрыши планируется использовать в основном для ремонта (выравнивания, засыпки образованных ям и т.д.)

3.16.8 Генеральный план поверхности

Генеральный план открытой разработки месторождения представляет собой графическое изображение всех локальных участков (карьеров) на которых предусматривается добыча полезных ископаемых, отвалов вскрышных пород, промышленных объектов и сооружений, транспортных, энергетических и водопроводных сетей и объектов жилого массива расположенных на поверхности в пределах Лицензионной площади (земельного и горного отводов) с учётом конкретного рельефа местности и геологических, гидрогеологических, инженерно-геологических и геодезических данных принятых проектом на основе общегосударственных и отраслевых нормативных документов (строительных норм и правил, санитарных норм, норм технологического проектирования горнорудных предприятий цветной металлургии и правил охраны недр при разведке полезных ископаемых технической и экологической безопасности). При разработке проектов открытой разработки месторождений твёрдых полезных ископаемых следует руководствоваться следующими принципами формирования промышленных комплексов:

- объекты и сооружения размещаются по возможности на непродуктивных землях, с предварительным проведением инженерно-геологических изысканий и поэтапным их изъятием с учётом территориального зонирования тесно взаимосвязанных объектов;
- возможности расширения производственных объектов в целом и по отдельным их элементам;
- промышленные и вспомогательные объекты в пределах земельного и горного отводов размещаются компактно с минимальными резервами и с учётом высокого архитектурно эстетического уровня застройки и благоустройства прилегающих территорий при минимальной протяжённости инженерных и транспортных коммуникаций с полным использованием благоприятных параметров рельефа.
- обеспечение наилучших санитарно-гигиенических условий труда с учётом климата района и используемой техники и технологии выполнения производственных процессов.
- минимального расстояния транспортировки руд к пунктам их приёма и складирования, и вскрышных пород на отвалы с рациональным размещением трасс автодорог и пешеходных путей, а также линий электропередач, сетей водоснабжения, теплоснабжения, канализации и водоотводных коммуникаций.

Основными объектами генплана являются карьер, отвал, склады ППС, руды, промышленная площадка.

Местоположение карьера и их конфигурация в плане и в глубину определены геологическими параметрами месторождения, а также рельефом местности. Выбор мест расположения отвала предусматривает максимальную близость к карьере, а также отсутствием на данной площади запасов полезного ископаемого.

Таблица 3.64: Перечень основных объектов рудника «Находка» и их параметров

Наименование	Площадь, га	Объем	
		Вскрыша, тыс. м ³	Руда, тыс. т
Карьер	58.7	67 680	9 492
Отвал	121.7	67 680	
Рудный склад товарной руды	15.8		230
Рудный склад забалансовой руды*	44.9		3 742.3
Склад ППС (ПРС)	48.1	1 047	
Промплощадка	11.4		
Пруд испаритель	36.6		
Вахтовый посёлок	10.2		
Склад ВМ	1.6		
Автомобильные дороги	21.1		
Золотоизвлекающая фабрика**	16.1		
Хвостохранилище**	71.5		
Склад СДЯВ**	1.2		

* в связи с отсутствием точных данных по объёму (количеству) забалансовых руд, ёмкость склада принята ориентировочно, с учётом возможности размещения руды;

** параметры объектов комплекса переработки руды будут уточнены в дальнейшем, при разработке проекта золотоизвлекательной фабрики.

4 РЕКУЛЬТИВАЦИЯ ЗЕМЕЛЬ, НАРУШЕННЫХ ГОРНЫМИ РАБОТАМИ

4.1 Общие сведения

Добыча полезных ископаемых и ряд других видов хозяйственной деятельности организаций и предприятий сопровождаются изъятием земель, преимущественно из сельскохозяйственного пользования, их нарушением, загрязнением и снижением продуктивности прилегающих территорий.

Для уменьшения негативных последствий этих процессов должен осуществляться комплекс мер по охране окружающей среды, оздоровлению местности и рациональному использованию земельных ресурсов, среди которых одной из наиболее важных является рекультивация нарушенных земель.

Рекультивация земель преследует цель рационального использования природных ресурсов (земли и недр), сохранения земельных богатств, валового сельскохозяйственного потенциала, обеспечения нормальных санитарно-гигиенических условий жизни населения в горнодобывающих районах.

Под термином «рекультивация земель» понимается комплекс работ, направленных на восстановление продуктивности и народнохозяйственной ценности нарушенных земель, а также на улучшение условий окружающей среды.

В процессе рекультивации нарушенных земель выполняется определённый объём работ, связанных с восстановлением земной поверхности - рельефа местности, почвенного и растительного покрова.

4.2 Краткая характеристика земель на площади работ

Климат района резко континентальный, с колебаниями температур от +43°C в июле до -45°C в декабре. Распределение осадков по сезонам неравномерное, с апреля по октябрь выпадает 75% осадков, среднегодовое количество осадков 350-420 мм. Господствующие ветры юго-западные, скорость ветра составляет 3.5-5.0 м\сек., максимальная 36 м\сек. Глубина промерзания грунтов до 2.2м.

Основным типом почв на территории района являются светло-каштановые слабогумусированные почвы. Мощность грунта плодородного слоя почвы в понижениях достигает 15—40 см, иногда до 50 см. Невозделанные степные территории представляют собой пастбища с растительностью полынно-дерновинно-злаковых степей, представленной ковылём, типчаком, полынью и редким мелким карагайником. К концу лета растительность выгорает. Лесов в районе нет.

Растительный и животный мир. Растительность в районе месторождения, типична для полупустынной зоны: это скудные злаково-полынные степи, с редкими кустарниками (такими как солянки, полынь) и низкорослыми травами, адаптированными к засушливому климату и засоленным почвам.

В руслах рек, на пойменных террасах, в очагах, где развиты обогащённые гумусом почвы – растёт пышная луговая растительность, заросли шиповника, карагайника, низкорослые берёзы, тополя.

Животный мир довольно однообразен. Наиболее распространены грызуны, сурки, байбаки, суслики, зайцы, тушканчики, полевые мыши и пресмыкающиеся: змея, ящерицы, черепахи. Реже встречаются волки, лисы, хорьки, барсуки. В летнее время водится большое количество уток, гусей, журавлей и других видов птиц.

Рельеф района работ представляет слабовсхолмлённую равнину, имеющую слабый уклон к северу. Значительная часть описываемой территории представляет собой мелкосопочник с широкими плоскими депрессиями. На фоне сглаженного мелкосопочника выступают одиночные горы и гряды (Кульбай, Аксаяк-Коянды, Улькен-Коянды) с наивысшими отметками до 350 м. Относительные превышения здесь колеблются от 20 до 40 м.

4.3 Характеристика нарушений земной поверхности

4.3.1 Карьер

Разработка месторождения «Находка» производится открытым способом. Исходя из условий залеганий разработка будет производиться единым карьером.

Общая площадь нарушенной земной поверхности к концу отработки составляет – 58.7 га.

4.3.2 Отвалы вскрышных пород, рудные склады и склады плодородного слоя почвы

На руднике планируется размещение (складирование) вскрышных пород, полезного ископаемого и плодородного слоя почв.

Вскрышные пород будут складироваться в едином отвале, расположенном в непосредственной близости от карьерной выработки. Площадь земель, занимаемая отвалом вскрышных пород, составляет ~121.7 га.

Руда на руднике будет складироваться на специализированных площадках (рудных складах). По содержанию полезных компонентов и, соответственно, времени хранения и условий формирования рудные склады делятся на рудный склад товарной руды и склад забалансовой руды.

Рудный склад товарной руды предназначен для временного хранения определенного объема добытой руды, перед отправкой её на дальнейшую переработку. Ёмкость склада принята исходя из обеспечения хранения трехмесячного объема добытой руды. Площадь склада товарной руды составляет ~15.8 га.

Склад хранения забалансовой руды предназначен для складирования руды не проходящей по содержанию полезных компонентов и/или технологическим параметрам. Данный склад имеет преимущественно накопительный характер. Площадь нарушенных земель составит ~44.9 га.

Склады хранения плодородного слоя почв (ПСП) предназначены для размещения снятого объема ПСП. Складирование носит временный характер, по окончании отработки при рекультивации нарушенных земель, складированные объёмы ПСП будут отгружены и нанесены на нарушенные территории.

ПСП будет складироваться в несколько отдельных складов размещенных в непосредственной близости от нарушаемых объектов. Суммарная площадь занимаемая складами ПСП составит ~48.1 га.

4.3.3 *Земли, нарушенные строительством административных зданий, вспомогательных сооружений*

На руднике планируется строительство следующих зданий и сооружений:

- Промышленная площадка
- Пруд-испаритель
- Вахтовый посёлок
- Склад ВМ
- Автомобильные дороги
- Комплекс переработки руды (Золотоизвлекающая фабрика, Хвостохранилище, склады СДЯВ)

Общая площадь нарушенных земель под данными объектами составляет ~169.7 га.

По завершению отработки месторождения в зависимости от характера объекта часть будет демонтирована, часть законсервирована, часть рекультивирована.

4.3.4 *Заключение о направлении рекультивации*

Согласно акту обследования нарушенных земель, подлежащих рекультивации, задания на проектирование, выданного заказчиком, характеристики земель по формам рельефа, а также, учитывая техногенные факторы, обуславливающие формирования морфологической характеристики рельефа направление рекультивации в проекте принято:

- по карьерным выработкам – санитарно-гигиеническое и природоохранное направление;
- по отвалам пустых пород – сельскохозяйственное направление;
- по складу забалансовой руды - санитарно-гигиеническое и природоохранное направление;
- по землям, занятым под объекты производственной инфраструктуры – сельскохозяйственное направление

4.4 Краткое изложение проектных решений

Рекультивация – комплекс работ, направленных на восстановление продуктивности и хозяйственной ценности нарушенных земель, а также улучшение условий окружающей среды в соответствии с интересами общества. Объектом рекультивации является почвенный покров, нарушенный в результате производственной деятельности предприятия при добыче золотосодержащих руд на месторождении «Находка» (карьер, отвалы, промышленные площадки, линейные, транспортные коммуникации и др.)

Глубина карьера месторождения ~310м. Учитывая экономическую нецелесообразность засыпки карьерной выработки, отсутствием условий забора воды на орошение и технические нужды и в соответствии с ГОСТ 17.5.102-85 глубокая карьерная выемка в проекте предусматривается использоваться под водоёмы для обитания птиц и животных.

Проектная высота отвала вскрышных пород на момент полной отработки месторождения составит ~90 метров, крутизна откосов ~360. Учитывая, что земли, отведённые под разработку месторождения, ранее использовались как пастбищные угодья для

выпаса скота, а также отсутствие во вскрышных и вмещающих породах радиационного, химического и токсического загрязнений, настоящим проектом в соответствии с ГОСТ 17.5.1.02-85 предусматривается использование их под пастбища с проведением сплошной планировки с выполаживанием откосов до 160 под сельскохозяйственное направление рекультивации земель.

Склад забалансовой руды, а также хвостохранилища – являются потенциальными месторождениями техногенных минеральных образований (ТМО) и в дальнейшем могут быть отработаны. Исходя из этого принято санитарно-гигиеническое направление рекультивации.

Территории производственных и жилых комплексов, а также линейные инфраструктурные сооружения рекультивируются под земли сельскохозяйственного назначения, с использованием под пастбищные угодья.

Общая площадь технического этапа рекультивации земель на момент полной отработки месторождения Косколь-1 составит ~457.7 га, из них ~282.6 га – сельскохозяйственного направления, и ~175,1 га – природоохранного и санитарно-гигиенического направления (естественное заполнение карьера грунтовой водой) Нанесение ПСП на склад забалансовой руды и хвостохранилище.

Технический этап рекультивации нарушенных земель сельскохозяйственного направления включает следующие основные виды работ:

- выполаживание откосов отвала вскрышных пород;
- демонтаж линейных сооружений (водопровода, линий электропередач и трансформаторных подстанций), производственного оборудования и административных и производственных модулей и ангаров;
- планировка площадок размещения производственных зданий и сооружений;
- снятие геомембраны с пруда испарителя
- демонтаж (планировка) тело дамб пруда испарителя.

Технический этап рекультивации земель природоохранного и санитарно-гигиенического направления включает в себя следующие виды работ:

- ограждение карьера оцинкованной проволокой по металлическим столбам,
- естественное заполнение карьера грунтовой водой.

Закрытие работ по месторождению осуществляет ТОО «Qaz Minerals Mining». Согласно ситуационному плану горных работ месторождения «Находка» и письму ТОО «Qaz Minerals Mining» о предварительном закрытии объектов по месторождению, все разборные здания и оборудование будут удалены с участка или проданы как металлический лом. До завершения эксплуатации месторождения ТОО «Qaz Minerals Mining» рекомендуется разработать проект консервации месторождения.

Подрядную строительную организацию, выполняющую работы по техническому этапу рекультивации нарушаемых земель, определяет ТОО «Qaz Minerals Mining».

Технологические схемы, производства работ технического этапа рекультивации земель, выбирались с учётом факторов, влияющих на производительность строительных машин и механизмов, обеспечивают высокую интенсивность, качество, оптимальные объёмы и сроки рекультивационных работ.

Продолжительность проведения работ по техническому этапу рекультивации нарушенных земель будет составлена после полной отработки месторождения «Находка».

4.5 Рекультивация нарушенных земель (технический этап)

4.5.1 Снятие и складирование почвенно-растительного слоя

Горнотехническая рекультивация земель, нарушенных горными работами, начинается со снятия плодородного слоя почвы на всех площадях, отведённых под производственные объекты месторождения «Находка».

Снятие плодородного слоя выполняется бульдозерами, отгрузка колёсным погрузчиком, а транспортирование в отвалы длительного хранения автосамосвалами.

Для сохранения биологических и агрохимических свойств почвенного грунта высота отвалов не должна превышает 10 м.

Основные решения по складированию плодородного слоя приведены в подразделе 3.10.3 «Складирование плодородного слоя почв»

4.5.2 Горные выработки

Технический этап рекультивации карьера включает в себя обваловку карьера по периметру, валом высотой не менее 2,5 м и шириной 5 м для исключения падения людей, животных и механизмов в карьер.

Учитывая наличие предохранительного вала, предусмотренного данным Планом горных работ (подраздел 3.12.1.2 «Расчёт водопритока в карьер»), обваловка карьера будет предусматривать обновление вала и увеличение его высоты.

Установку металлических столбов и ограждение карьера оцинкованной проволокой (сеткой) по его периметру.

Карьер после отработки, будет оставлен для самозатопления подземными и талыми водами.

4.5.3 Отвалы вскрышных пород

Рекультивация отвала вскрышных пород предусматривает проведение следующих видов работ:

- выполаживание откосов отвалов с заложением откосов $\sim 16^\circ$ бульдозером, это обеспечит безопасное прохождение сельхозтехники при проведении биологического этапа рекультивации
- Нанесение слоя ПСП

Объем работ по техническому этапу рекультивации составляет:

- Срезка грунта при выполаживании отвала ~ 4150.0 тыс. м^3
- отсыпка и планировка ПСП ~ 1628.3 тыс. м^2 , что при планируемой мощности слоя ПСП ~ 0.2 м составит ~ 325.7 тыс. м^3 .

4.5.4 Прочие производственные объекты рудника.

Оставшиеся объекты рудника можно условно разделить на три группы по условию вертикальной планировки и решению по рекультивации.

1. Промышленная площадка, вахтовый посёлок, КПП, склад товарной руды, золотоизвлекательная фабрика, склады ВМ и СДЯВ, автодороги и др.
2. Пруд-испаритель;
3. Склад забалансовой руды и хвостохранилище.

Объекты первой группы характеризуются преимущественно горизонтальной планировкой. К работам по техническому этапу рекультивации на данных объектах относятся:

- демонтаж оборудования, зданий и сооружений;
- планировка горизонтальных площадок;
- нанесение ПСП.

Пруд-испаритель имеет относительно большую вертикальную планировку (тело дамбы), что в свою очередь увеличивает объем работ по планировке. К работам по техническому этапу рекультивации пруда испарителя будут относиться:

- демонтаж насосного оборудования и трубопроводов;
- демонтаж (снятие) геотехнической мембраны;
- распланировка тела дамбы;
- нанесение ПСП

К третьей группе относятся объекты, являющиеся техногенными минеральными образованиями. Учитывая наличие определённых перспектив их последующей переработки для данных объектов, предусматривается выполнение следующих работ по техническому этапу рекультивации:

- откачка излишков воды (хвостохранилище);
- демонтаж насосного оборудования (хвостохранилище);
- снятие излишков геотехнической мембраны (хвостохранилище);
- планировка горизонтальной поверхности;
- нанесение ПСП.

Для нанесения и планировки ПСП предусматривается использование специальной техники на базе гидравлического экскаватора, оборудованного специальными сменными ковшами и агрегатами.

Продолжительность технического этапа рекультивации составит 1.5 – 2.0 года

Календарный график выполнения данных работ представлен в таблице

По окончании технического этапа рекультивации

Таблица 4.1: Календарный график выполнения работ по техническому этапу рекультивации

Показатели		Ед. изм.	Всего (среднее)	В том числе по годам					
				+1				+2	
				2040				2041	
				I кв.	II кв.	III кв.	IV кв.	I кв.	II кв.
Отвал вскрышных пород	Планировка поверхности	тыс. м ³	3 900.0	1 332.0	1 332.0	1 236.0			
	производительность бульдозера	тыс. м ³	1 776.0	444	444	444			
	Количество бульдозеров	шт.	3	3	3	3			
	Нанесение ПСП	тыс. м ²	1 522.5				1 522.5		
	Мощность ПСП	м	0.25				0.25		
	Объём работ ПСП	тыс. м ³					380.6		
Промплощадка, ЗИФ и прочие объекты	Демонтаж оборудования	сут.			91	92			
	Планировка поверхности	тыс. м ²					774.2		
	Мощность ПСП	м					0.25		
	Объём работ ПСП	тыс. м ³					193.5		
Пруд-испаритель	Демонтаж насосного оборудования и трубопровода	сут.		90					
	Демонтаж (снятие) геотехнической мембраны	сут.					92		
	Распланировка тела дамбы	тыс. м ³					255.7	767.2	
	Площадь нанесения ПСП	тыс. м ²							366.0
	Мощность ПСП	м							0.25
	Объём работ ПСП	тыс. м ³							91.5
Хвостохранилище	Откачка излишков воды (хвостохранилища)	сут.			91				
	Демонтаж насосного оборудования и трубопровода	сут.				60			
	Снятие излишков геотехнической мембраны	сут.				32			
	Планировка горизонтальной поверхности	тыс. м ³						619.8	
	Площадь нанесения ПСП	тыс. м ²							730.4
	Мощность ПСП	м							0.2
	Объём работ ПСП	тыс. м ³							146.1
Склад забалансовой руды	Планировка горизонтальной поверхности	тыс. м ³							404.75
	Площадь нанесения ПСП	тыс. м ²							426.67
	Мощность ПСП	м							0.2
	Объём работ ПСП	тыс. м ³							85.3

4.6 Биологический этап рекультивации земель

По окончании технического этапа рекультивации, будет произведён биологический этап. Биологический этап рекультивации включает в себя мероприятия направленные на восстановление продуктивности рекультивируемых земель и предотвращению развития ветровой и водной эрозии. На этом этапе производится распашка восстановленных земель, засев их многолетними травами, удобрение почв и орошение.

4.7 Сроки производства работ. Объёмы работ

На полный этап рекультивации проектом предусматривается 3 года. В течении первых полутора лет производится планировка нарушенных территорий и нанесение плодородного слоя почв. Так же в конце каждого подэтапа технической рекультивации производятся мероприятия, предусматривающие проведение работ по предотвращению ветровой и водной эрозии и внесение удобрений в почву.

Во второй половине второго года производится полный засев рекультивированных территорий многолетними травами, а также мероприятия по обеспечиванию их всхожимости.

В зимний период 2-3 годов рекультивации проводятся мероприятия по снегозадержанию. На третий год производится повторная распашка восстановленных территорий и засев их кормовыми многолетними травами. При необходимости в течении года производится орошение посевов для обеспечения их прорастания.

Более детальная разработка календарного плана работ по ликвидации предприятия и рекультивации нарушенных земель будет выполнена в последние годы отработки месторождения.

Таблица 4.2: Календарный график выполнения работ по биологическому этапу рекультивации

Показатели		В том числе по годам							
		+2				+3			
		2041				2042			
		I кв.	II кв.	III кв.	IV кв.	I кв.	II кв.	III кв.	IV кв.
Отвал вскрышных пород	Распашка								
	Удобрение								
	Засев трав								
	Полив								
	Снегозадержание								
Промплощадка, ЗИФ и прочие объекты	Распашка								
	Удобрение								
	Засев трав								
	Полив								
	Снегозадержание								
Пруд-испаритель	Распашка								
	Удобрение								
	Засев трав								
	Полив								
	Снегозадержание								
Хвостохранилище	Распашка								
	Удобрение								
	Засев трав								
	Полив								
	Снегозадержание								
Склад забалансовой руды	Распашка								
	Удобрение								
	Засев трав								
	Полив								
	Снегозадержание								

5 ПРОМЫШЛЕННАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ ГОРНЫХ РАБОТ.

5.1 Общие требования безопасности

В соответствии статьи 69 Закона Республики Казахстан «О гражданской защите» (от 11 апреля 2014 года) и согласно «Правил обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов» (от 30 декабря 2014 года № 343) и «Правил обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы» (№ 352 от 30 декабря 2014 года) промышленная безопасность обеспечивается путём:

- установления и выполнения обязательных требований промышленной безопасности;
- допуска к применению на опасных производственных объектах технологий, технических устройств, материалов, прошедших процедуру подтверждения соответствия нормам промышленной безопасности;
- государственного контроля, а также производственного контроля в области промышленной безопасности.

Требования промышленной безопасности должны соответствовать нормам в области защиты промышленного персонала, населения и территорий от чрезвычайных ситуаций, санитарно-эпидемиологического благополучия населения, охраны окружающей среды, экологической безопасности, пожарной безопасности, безопасности и охраны труда, строительства, а также требованиям технических регламентов в сфере промышленной безопасности.

ТОО «Qaz Minerals Mining» как владелец опасного производственного объекта, обязано:

- соблюдать требования промышленной безопасности;
- применять технологии, технические устройства, материалы, допущенные к применению на территории Республики Казахстан;
- организовывать и осуществлять производственный контроль за соблюдением требований промышленной безопасности;
- обеспечивать проведение экспертизы промышленной безопасности зданий и сооружений, планов развития горных работ в установленные нормативными правовыми актами сроки или по предписанию государственного инспектора;
- представлять в территориальные подразделения уполномоченного органа сведения о порядке организации производственного контроля и работников, уполномоченных на его осуществление;
- выполнять предписания по устранению нарушений требований нормативных правовых актов в сфере промышленной безопасности, выданных государственными инспекторами;
- предусматривать затраты на обеспечение промышленной безопасности при разработке планов финансово-экономической деятельности опасного производственного объекта;

Месторождение является не пожароопасным и неопасным по выделению эндогенных газов (метана, сероводорода, паров ртути, водорода и т.д.), поэтому специальные мероприятия не предусматриваются.

Месторождение отнесено к силикозоопасным, так как содержание свободного кремнезёма превышает допустимые нормы, поэтому предусматривается пылеподавление при производстве горных работ в летнее время года водой и сухое пылеулавливание - зимой, использование индивидуальных средств защиты - респираторов, типа «Лесток».

Горнотранспортное оборудование в карьере должно располагаться за пределами призмы обрушения.

Буровые станки должны находиться не ближе двух метров от бровки уступа, а при бурении первого ряда скважин - перпендикулярно бровке уступа.

Для сообщения между уступами устанавливаются лестницы, места установки которых и расстояния между ними определяются при эксплуатации карьера.

Откосы уступов и бермы в карьере необходимо регулярно очищать от сколов, козырьков, нависей и кусков породы, представляющих опасность для производства работ.

Необходимо отметить, что специальное оборудование для оборки уступов не выпускается, поэтому при необходимости производится ручная оборка в светлое время суток под наблюдением лиц технического надзора.

В процессе эксплуатации карьера необходим постоянный маркшейдерский контроль за состоянием бортов и уступов.

В случае появления трещин или деформаций бортов работы на этом участке должны быть прекращены, а люди и оборудование выведены из опасной зоны.

Высота развала взорванной горной массы не должна превышать полуторную высоту черпания экскаватора.

В зоне действия ковша работающего экскаватора не должны находиться люди, включая обслуживающий персонал.

Запрещается отдых людей у откосов уступов и в опасной зоне работающих механизмов.

Загрузка автосамосвалов должна производиться только сбоку или сзади автосамосвала, перенос экскаваторного ковша над кабиной автосамосвала запрещается.

Подъезд под погрузку и отъезд груженого автосамосвала производится только после разрешающего сигнала машиниста экскаватора.

Проезжая часть автомобильных внутрикарьерных дорог ограждается от призмы обрушения направляющим валом.

Запрещается движение автосамосвала задним ходом к месту погрузки более 30м.

Движение на внутрикарьерных автодорогах регулируется стандартными знаками, предусмотренными правилами дорожного движения.

В нерабочее время горнотранспортное оборудование должно быть отведено от забоя на безопасное расстояние, ковш экскаватора и нож бульдозера - опущены на землю.

Запрещается эксплуатация неисправного оборудования.

Механизмы с двигателями внутреннего сгорания должны быть оборудованы приспособлениями для обезвреживания ядовитых примесей выхлопных газов.

Состав атмосферы карьера должен отвечать установленным нормативам по содержанию основных вредных примесей.

Не реже одного раза в квартал на рабочих местах должен проводиться отбор проб воздуха для анализа на содержание вредных примесей.

Опасные зоны от массовых взрывов в карьере определены по «Правилам обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов» по разлёту отдельных кусков взорванного грунта составляют:

- для людей - 400 м ;
- для механизмов - 200 м.

Буровзрывные параметры даны для средних горно-геологических условий в карьере.

В процессе эксплуатации карьера необходимо уточнять параметр БВР для каждого массового взрыва.

Опасные зоны уточняются руководителем взрывных работ.

Люди выводятся за пределы опасной зоны.

Для оповещения о производстве взрывных работ предусмотрены громкоговорящее оповещение и необходимая сигнализация (типа «Сирена»).

Для обогрева рабочих зимой, укрытия от дождя и принятия пищи предусматриваются типовые бытовые блоки.

Организуется доставка работающих в карьер и из карьера, доставка обеда, питьевой воды, радиосвязь.

Для оказания первой медицинской помощи в бытовом блоке имеется медицинская сумка и носилки, на экскаваторах, буровых станках и бульдозерах устанавливаются переносные аптечки.

Должны регулярно проводиться медицинские осмотры рабочих и служащих.

По каждому виду работ в карьере администрацией рудника должны быть разработаны специальные инструкции, учитывающие специфику местных условий труда.

5.2 Производственный контроль за соблюдением требований промышленной безопасности

При проведении добычных работ на месторождении «Находка», ТОО «Qaz Minerals Mining» разрабатывает положение о производственном контроле.

При проведении добычных работ на месторождении разрабатывается положение о производственном контроле. Положение должно включать полномочия лиц, осуществляющих контроль за реализацией требований норм промышленной безопасности. Закрепление функций и полномочий лиц, осуществляющих производственный контроль, оформляется приказом по организации.

Предусматривается три уровня по контролю. На первом уровне непосредственный исполнитель работ (руководитель рабочего звена, бригадир, машинист, водитель транспортного средства и др.) после получения наряд-задания с указанием места и состава работ перед началом смены лично проверяет состояние техники безопасности на рабочем месте, техническое состояние транспортного средства, наличие и исправность оборудования и инструмента, предохранительных устройств и ограждений, средств индивидуальной защиты, знакомится с записями в журнале сдачи и приёмки смены, принимает меры по устранению обнаруженных нарушений правил техники безопасности.

В случае невозможности устранения нарушений, угрожающих жизни и здоровью рабочих своими силами, исполнитель приостанавливает работу и немедленно сообщает об этом непосредственному руководителю работ, а также сообщает ему и лицу технического надзора обо всех несчастных случаях, авариях и неполадках в работе оборудования. Лично информирует принимающего смену и непосредственно руководителя работ о состоянии охраны труда и техники безопасности на рабочем месте.

На втором уровне руководитель (начальник участка, горный мастер, механик) осматривает все рабочие места. В случае выявления нарушений, угрожающих жизни и здоровью работающих, работы немедленно приостанавливаются и принимаются меры по устранению нарушений. В процессе осмотра проверяется исполнение мероприятий по результатам предыдущих осмотров, мероприятий по предписаниям контролирующих органов, распоряжениям вышестоящих руководителей и т.д. На основании результатов осмотра руководитель работ принимает соответствующие меры по устранению нарушений, знакомит рабочих с содержанием приказов, распоряжений и указаний вышестоящих руководителей.

На третьем уровне главные специалисты (главный инженер, зам. главного инженера по охране труда, главный механик) не реже одного раза в месяц лично проверяют состояние охраны труда и техники безопасности, безопасности движения и промсанитарии на участках работ. О результатах проверки делается запись в журнале проверки состояния техники безопасности на объектах. Результаты проверок рассматриваются один раз в месяц на Совете по технике безопасности при главном инженере предприятия. Рассматриваются мероприятия по улучшению условий и повышению безопасности труда, которые вводятся, в случае необходимости, приказами по предприятию.

С целью уменьшения риска аварий предусматриваются следующие мероприятия:

- обучение персонала безопасным приёмам труда;
- ежеквартальный инструктаж персонала по профессиям;
- ежегодное обучение персонала на курсах переподготовки;
- периодическое обучение и инструктаж рабочих и ИТР правилам пользования первичными средствами пожаротушения;
- производство горных работ в строгом соответствии с техническими решениями «Проекта».

Организационно-технические мероприятия по обеспечению нормальных условий труда и безопасному ведению работ, система контроля за безопасностью на объекте, сведения о профессиональной и противоаварийной подготовке персонала, мероприятия по обучению персонала действиям при аварийных ситуациях приведены в таблицах 5.1-5.5.

Таблица 5.1: Организационно-технические мероприятия по обеспечению нормальных условий труда и безопасному ведению работ

№ п/п	Наименование мероприятий	Периодичность выполнения
1	Проверка наличия у работников документов на право ведения работ, управления машинами механизмами	до начала работ
2	Проведение медицинского осмотра работников на профессиональную пригодность на выполнение работ	до начала работ
3	Проведение обучения персонала правилам техники с отрывом от производства (5 дней-40 часов) с выдачей инструкции по технике безопасности	до начала работ
4	Проверка знаний техники безопасности со сдачей экзаменов по разработанным и утверждённым экзаменационным билетам	до начала работ
5	Повторный инструктаж рабочих по технике безопасности и правилам эксплуатации оборудования	один раз в три месяца
6	Обеспечение спец. одеждой и защитными средствами против кровососущих насекомых	до начала работ
7	Обеспечение нормативными документами по охране труда и технике безопасности обязательными для исполнения	до начала работ
8	Обеспечение устойчивой связью с базой предприятия	постоянно
9	Обеспечение участка работ душевой и раздевалкой для спецодежды и обуви.	постоянно
10	Строительство туалета	до начала работ
11	Обеспечение помещением для отдыха и приема пищи	постоянно
12	Обеспечение организации горячего питания на участке работ	постоянно
13	Обеспечение питьевой водой	постоянно
14	Установка контейнера для сбора ТБО и периодическая их очистка	постоянно

Таблица 5.2: Система контроля за безопасностью на объекте

№ п/п	Наименование служб	Количество	Численность (человек)
1	Технический надзор	1	4
2	Техники безопасности	1	1
3	Противоаварийные силы	1	15
4	Противопожарная	нет	нет

Таблица 5.3: Сведения о профессиональной и противоаварийной подготовке персонала

№ п/п	Наименование подготовки персонала	Подлежат подготовке (пере-подготовке)	Пройдут подготовку (человек)	Дата прохождения	Дата получения допуска к работе	Дата очередной подготовки (пере-подготовки)
1	Профессиональная	вновь принятые	15	в течение года	по прохождении подготовки и проверки знаний	2021 г.
2	Противоаварийная	вновь принятые	15	2 раза в год	по прохождении подготовки и проверки знаний	перед началом полугодия

Таблица 5.4: Мероприятия по обучению персонала действиям при аварийных ситуациях

№	Перечень мероприятий	Сроки проведения	Кол-во участников
1	Специальные курсы	не менее 2-х раз в год	15
2	Специальные учения по ликвидации аварий	1 раз в полугодие	15

Таблица 5.5: Мероприятия по повышению промышленной безопасности

№ п/п	Наименование мероприятий	Сроки выполнения	Ожидаемый эффект
1	Модернизация горнодобывающего оборудования	по графику	снижение риска травматизма при ведении горных работ
2	Монтаж и ремонт горного оборудования	по графику ППР	увеличение надёжности работы оборудования
3	Модернизация системы оповещения Оборудование экскаватора, бульдозера и автосамосвалов радиотелефонной связью	2026-27 гг.	повышение надёжности оповещения при авариях
4	Обновление запасов средств защиты персонала и населения в зоне возможного поражения	в соответствии с нормами эксплуатации средств индивидуальной защиты	повышение надёжности защиты персонала

5.3 Мероприятия по технике безопасности.

5.3.1 Горные работы.

Организации, занятые разработкой месторождений полезных ископаемых открытым способом, имеют:

- 1) утверждённый проект разработки месторождения полезных ископаемых;
- 2) установленную маркшейдерскую и геологическую документацию;
- 3) план развития горных работ, утверждённый техническим руководителем организации и согласованный с ЧС;
- 4) лицензию (разрешение) на ведение горных работ;
- 5) проектную документацию.

Организации, выполняющие горные работы на месторождении, разрабатывают:

- 1) положение о производственном контроле;
- 2) технологические регламенты;
- 3) план ликвидации аварии.

Перед началом горных работ на участке ликвидируются все временные рудные склады.

Горные работы на месторождении ведутся по утверждённому техническим руководителем организации и Комитетом геологии и недропользования МИИРТ РК «Плану горных работ».

Горные работы по разработке уступов, отсыпке отвалов ведутся в соответствии с утверждёнными техническим руководителем организации локальными проектами производства работ (далее - паспортами).

В паспорте на каждый забой указываются допустимые размеры рабочих площадок, берм, углов откоса, высоты уступа, призмы обрушения, расстояния от установок горнотранспортного оборудования до бровок уступа.

Срок действия паспорта устанавливается в зависимости от условий ведения горных работ. При изменении горно-геологических условий ведение горных работ приостанавливается до пересмотра паспорта.

С паспортом ознакамливаются под роспись лица технического контроля, персонал, ведущий установленные паспортной работы, для которых требования паспорта являются обязательными.

Паспорта находятся на всех горных машинах (экскаваторах, бульдозерах и тому подобных).

Ведение горных работ без утверждённого паспорта, с отступлением от него не допускается.

При отработке уступов осуществляются меры безопасности, исключающие обрушения и вывалы кусков породы с откоса уступа (наклонное бурение, контурное взрывание, заоткоска откосов и другие).

Высота уступа не превышает:

- 1) при разработке одноковшовыми экскаваторами типа механической лопаты без применения взрывных работ - высоту черпания экскаватора;
- 2) при разработке пород с применением буровзрывных работ допускается увеличение высоты уступа до полуторной высоты черпания экскаватора при условии разделения развала по высоте на подступы или разработки мероприятий по безопасному обрушению козырьков и навесей.

Углы откосов рабочих уступов определяются проектом с учётом физико-механических свойств горных пород.

Ширина рабочих площадок объекта открытых горных работ с учётом их назначения, расположения на них горного и транспортного оборудования, транспортных коммуникаций, линий электроснабжения и связи определяется Проектом.

При отработке уступов экскаваторами с верхней погрузкой расстояние от бровки уступа до автодороги устанавливается проектом, но не менее 3,0 м. Высота уступа (подступа) обеспечивает видимость транспортных средств из кабины машиниста экскаватора.

Расстояние между смежными бермами при погашении уступов и постановке их в предельное положение определяется Проектом.

Во всех случаях ширина бермы обеспечивает её механизированную очистку.

В процессе эксплуатации параметры уступов и предохранительных берм уточняются в проекте по результатам исследований физико-механических свойств горных пород.

При погашении уступов, постановке их в предельное положение соблюдается общий угол откоса бортов карьера, установленный проектом.

Поперечный профиль предохранительных берм горизонтальный или имеет уклон в сторону бортов карьера. Бермы, по которым происходит систематическое передвижение рабочих, имеют ограждение и регулярно очищаются от осыпей и кусков породы.

При ведении горных работ осуществляется контроль за состоянием бортов, траншей, уступов, откосов и отвалов. В случае обнаружения признаков сдвижения пород работы прекращаются и принимаются меры по обеспечению их устойчивости. Работы допускается возобновить с разрешения технического руководителя организации по утверждённому им проекту организации работ.

Периодичность осмотров и инструментальных наблюдений за деформациями бортов карьера, откосов уступов и отвалов устанавливается Технологическим регламентом.

Производство работ осуществляется в соответствии с требованиями промышленной безопасности.

При работе на уступах проводится их оборка от нависей и козырьков, ликвидация заколов.

Работы по оборке откосов уступов производятся механизированным способом. Ручная оборка допускается по наряду-допуску под непосредственным наблюдением лица контроля.

Рабочие, не занятые оборкой, удаляются в безопасное место.

Работы на откосах уступов с углом более 35° производятся по отдельному проекту организации работ в присутствии лица контроля с использованием рабочими предохранительных поясов с канатами, закреплёнными за надёжную опору.

Предохранительные пояса и страховочные канаты имеют отметку о дате последнего испытания.

Расстояние по горизонтали между рабочими местами или механизмами, расположенными на двух смежных по вертикали уступах, не менее 10 м при ручной разработке и не менее полуторной суммы максимальных радиусов черпания при экскаваторной разработке.

При работе экскаваторов спарено на одном горизонте расстояние между ними не менее суммы их наибольших радиусов действия

При использовании взаимосвязанных в работе механизмов расстояние между ними по горизонтали и вертикали определяется проектом.

При обнаружении признаков сдвижения пород работы прекращаются и возобновляются по проекту организации работ, утверждённому техническим руководителем организации.

5.3.2 Буровзрывные работы

Буровые работы

Буровые работы выполняются в соответствии паспортом БВР утвержденным начальником карьера или главным инженером рудника.

Рабочее место для ведения буровых работ обеспечивается:

- 1) подготовленным фронтом работ (очищенной и спланированной рабочей площадкой);
- 2) комплектом исправного бурового инструмента;
- 3) паспортом на бурение.

Буровой станок устанавливается на спланированной площадке на безопасном расстоянии от верхней бровки уступа, определяемом расчётами или проектом, но не менее

3 метров от бровки до ближайшей точки опоры станка, а его продольная ось при бурении первого ряда скважин перпендикулярна бровке уступа.

При установке буровых станков пневмоударного бурения на первый от откоса ряд скважин управление станками осуществляется дистанционно.

Перемещение бурового станка с поднятой мачтой по уступу допускается по спланированной горизонтальной площадке. При перегоне бурового станка с уступа на уступ или под высоковольтной линией мачта укладывается в транспортное положение, буровой инструмент - снимается или закрепляется.

Бурение скважин производится в соответствии с паспортом на бурение и технологическим регламентом для каждого способа бурения.

Работа с взрывчатыми материалами

Буровзрывные работы будут производиться специализированной подрядной организацией. Персонал взрывных работ проходит специальную подготовку в учебном комбинате организации, имеющей соответствующую лицензию. Проверка знаний безопасных методов работ у работающих производится экзаменационной комиссией один раз в год, с оформлением результатов проверки протоколом.

ВМ перевозятся в сопровождении взрывника.

В целях исключения разгерметизации оборудования и предупреждению аварийных выбросов ВВ в окружающую среду все ВВ хранятся в заводской упаковке (мешкотара, деревянные ящики и т.д.).

При загрузке ВВ в автомобильные зарядчики, загрузочные шнеки оборудуются специальными рукавами, опускаемыми в проем загрузочного окна бункера зарядчика, исключающие возможности выброса ВВ в окружающую среду.

ВВ и СВ транспортируются отдельно в специально оборудованном для перевозки автотранспорте.

Эксплуатация автотранспорта для доставки ВМ в неисправном состоянии или с неисправными устройствами безопасности (блокировочные, фиксирующие и сигнальные приспособления) не допускается. Перед выездом на линию состояние автомашин, наличие в ней средств безопасности и пожаротушения проверяется лицом технического надзора и водителем. Проведение работ по техническому обслуживанию и ремонту оборудования осуществляется согласно отраслевым правилам технической эксплуатации.

При обращении с ВМ требуется неукоснительное соблюдение мер предосторожности, установленных правилами, инструкциями и руководствами по их применению.

На предприятии должен быть определен порядок действий рабочих и должностных лиц при обнаружении ими взрывчатых материалов (ВМ) в горных выработках, взорванной горной массе или иных, не предназначенных для хранения ВМ, местах.

Обо всех таких случаях руководитель предприятия обязан сообщать в территориальное подразделение уполномоченного органа по ЧС и горному надзору.

Предупреждение преждевременных взрывов при производстве массового взрыва.

Массовые взрывы и взрывные работы в карьере производятся обученным персоналом под руководством ответственного лица.

На проводимый массовый взрыв составляется «Проект производства массового взрыва», утверждаемый начальником карьера или главным инженером рудника. Про-

ект составляется на основе утверждённого Проекта разработки месторождения, типового проекта, а также опыта взрывания в аналогичных условиях. В проекте предусматривается круг обязанностей и персональная ответственность должностных лиц. Участвующих в подготовке и проведении взрыва, сроки осуществления работ и порядок их проведения, порядок вывода рабочих за пределы опасной зоны и допуска их к рабочим местам после взрыва. Руководство взрывными работами производится в соответствии с утверждённым «Положением».

5.3.3 Выемочно–погрузочные работы.

При выемке горной массы экскаватор должен располагаться на верхней или промежуточной площадке уступа карьера (развала горной массы), на выровненном основании с уклоном, не превышающим допустимого техническим паспортом экскаватора. При окончании работ экскаватор отводится на расстояние не менее чем 3 метра от бровки уступа (за контуры призмы возможного обрушения).

При передвижении гусеничного экскаватора по горизонтальному пути или на подъём, его ведущая ось находится сзади, а при спусках с уклона - впереди. Ковш опорожняется и находится не выше 1 м от почвы, а стрела установлена по ходу движения экскаватора.

При работе экскаватора с ковшом вместимостью менее 5 м³ его кабина находится в стороне, противоположной откосу уступа.

На кабине экскаватора вывешивается таблица сигналов, с которой должны быть ознакомлены водители автосамосвалов.

На экскаваторе должен находиться паспорт забоя, утверждённый начальником карьера или главным инженером рудника.

При погрузке горной массы запрещается нахождение людей в радиусе действия стрелы экскаватора.

При добыче и погрузке горной массы должны выполняться следующие условия:

- при черпании необходимо следить, чтобы горная масса размещалась в ковше равномерно: без «нависей» и «шапка» была безопасной высоты;
- постоянно следить за чистотой рабочей площадки;
- при движении гружёного погрузчика стрелу устанавливать так, чтобы в случае потери устойчивости, погрузчик мог быстро опереться опорными башмаками ковша на грунт;
- нельзя внедрять ковш с разгона;
- высота ковша в транспортном положении должна быть 300-400 мм от земли;
- расстояние между передними колёсами погрузчика и габаритом автосамосвала при погрузке ковша должно быть не менее 300 мм;
- расстояние между днищем ковша и кузовом автосамосвала при разгрузке не должно превышать 500 мм.

5.3.4 Бульдозерные работы.

Вся самоходная техника должна иметь технические паспорта, содержащие их основные технические и эксплуатационные характеристики, укомплектована средствами пожаротушения, знаками аварийной остановки, медицинскими аптечками, упорами (башмаками) для подкладывания под колеса (для колёсной техники), звуковым прерывистым сигналом при движении задним ходом, проблесковыми маячками жёлтого

цвета, установленными на кабине, двумя зеркалами заднего вида, ремонтным инструментом, предусмотренным заводом-изготовителем.

На линию транспортные средства выпускаются при условии, если все их агрегаты и узлы, обеспечивающие безопасность движения, безопасность работ, предусмотренных технологией применения, находятся в технически исправном состоянии.

Во всех случаях при движении транспортного средства задним ходом подаётся звуковой сигнал.

Для ремонта, смазки и регулировки бульдозера или погрузчика они устанавливаются на горизонтальной площадке, двигатель выключен, а нож или ковш опущен на землю или опору.

Не допускается находиться под поднятым ножом или ковшом самоходной техники.

Для осмотра ножа или ковша снизу его опустить на подкладки, а двигатель выключить.

При работе бульдозера на уступе карьера расстояние от края гусениц бульдозера до бровки уступа должно быть не менее 3-х метров – величины призмы возможного обрушения уступа.

Для предупреждения подхода бульдозера близко к краю откоса отвала, работы по сталкиванию грунтов под откос при формировании отвала, следует вести через вал: первая призма волочения разгружается на некотором месте от бровки откоса, а последующие сталкивают предыдущие и разгружаются на их месте.

В случае аварийной остановки бульдозера на наклонной плоскости должны быть приняты меры, исключающие самопроизвольное его движение под откос.

5.3.5 *Транспортировка горной массы.*

План и профиль автомобильных дорог соответствуют действующим строительным нормам и требованиям.

При затяжных уклонах дорог (более 60%) устраиваются площадки с уклоном до 20% длиной не менее 50 м и не реже чем через каждые 600 м длины затяжного уклона.

Радиусы кривых в плане и поперечные уклоны автодорог предусматриваются с учётом строительных норм и правил действующих на территории Республики Казахстан.

Каждый автомобиль должен иметь технический паспорт, содержащий его основные технические и эксплуатационные характеристики. Находящиеся в эксплуатации карьерные автомобили укомплектованы:

- 1) средствами пожаротушения;
- 2) знаками аварийной остановки;
- 3) медицинскими аптечками;
- 4) упорами (башмаками) для подкладывания под колеса;
- 5) звуковым прерывистым сигналом при движении задним ходом;
- 6) устройством блокировки (сигнализатором) поднятия кузова под ВЛ (для автосамосвалов грузоподъёмностью 30 т и более);
- 7) двумя зеркалами заднего вида;
- 8) средствами связи.

Скорость и порядок движения автомобилей, автомобильных и тракторных поездов на дорогах карьера устанавливаются техническим руководителем организации.

Не допускается оставлять на проезжей части дороги неисправные автосамосвалы.

Допускается кратковременное оставление автосамосвала на проезжей части дороги, в случае его аварийного выхода из строя при ограждении автомобиля с двух сторон предупредительными знаками.

Движение на технологических дорогах регулируется дорожными знаками, предусмотренными действующими правилами дорожного движения.

На технологических дорогах движение автомобилей производится без обгона.

При применении автомобилей с разной технической скоростью движения допускается обгон при обеспечении безопасных условий движения.

При погрузке горной массы в автомобили экскаваторами выполняются следующие условия:

- 1) ожидающий погрузки автомобиль находится за пределами радиуса действия ковша экскаватора и становится под погрузку после разрешающего сигнала машиниста экскаватора;
- 2) находящийся под погрузкой автомобиль располагается в пределах видимости машиниста экскаватора;
- 3) находящийся под погрузкой автомобиль затормаживается;
- 4) погрузка в кузов автомобиля производится сзади или сбоку, перенос экскаваторного ковша над кабиной автомобиля или трактора не допускается;
- 5) нагруженный автомобиль следует к пункту разгрузки после разрешающего сигнала машиниста экскаватора.

При работе на линии не допускается:

- 1) движение автомобиля с поднятым кузовом;
- 2) производство любых манёвров под экскаватором без сигналов машиниста экскаватора;
- 3) движение задним ходом к пункту погрузки на расстояние более 30 м (за исключением работ по проведению траншей);
- 4) перевозка посторонних людей в кабине;
- 5) выход из кабины автомобиля до полного подъёма или опускания кузова;
- 6) остановка автомобиля на уклоне и подъёме. В случае остановки автомобиля на подъёме или уклоне вследствие технической неисправности водитель принимает меры, исключающие самопроизвольное движение автомобиля;
- 7) движение вдоль железнодорожных путей на расстоянии менее 5 м от ближайшего рельса;
- 8) эксплуатация автомобиля с неисправным пусковым устройством двигателя.

Во всех случаях при движении автомобиля задним ходом подаётся непрерывный звуковой сигнал.

Очистка кузова от налипшей и намёрзшей горной массы производится в отведённом месте с применением механических или иных средств.

Шиномонтажные работы осуществляются в помещениях или на участках, оснащённых механизмами и ограждениями. Лица, выполняющие шиномонтажные работы, обучены и проинструктированы.

Погрузочно-разгрузочные пункты имеют фронт для маневровых операций погрузочных средств, автомобилей, бульдозеров и других задействованных в технологии техники и оборудования.

Для ограничения движения машин задним ходом разгрузочные площадки имеют предохранительную стенку (вал) высотой не менее 0,7 м.

Все места погрузки, виражи, капитальные траншеи и скользящие

5.3.6 Отвалообразование.

Местоположение, количество, порядок формирования и эксплуатации отвалов вскрышных пород, их параметры определяются проектом.

Размещение отвалов производится в соответствии с проектом на безрудной площади.

Не допускается складирование снега в породные отвалы.

В проекте предусматривается отвод грунтовых, паводковых и дождевых вод.

Не допускается производить сброс (сток) поверхностных и карьерных вод, вывозку снега от очистки уступов и карьерных дорог в породные отвалы.

При появлении признаков оползневых явлений работы по отвалообразованию прекращаются до разработки и принятия мер безопасности. Работы прекращаются и в случае превышения регламентированных технологическим регламентом по отвалообразованию скоростей деформации отвалов. Работы на отвале возобновляются после положительных контрольных замеров скоростей деформаций отвалов с письменного разрешения технического руководителя карьера.

Высота породных отвалов и отвальных ярусов, углы откоса и призмы обрушения, скорость продвижения фронта отвальных работ устанавливаются в зависимости от физико-механических свойств пород отвала и его основания, способов отвалообразования и рельефа местности.

Проезжие дороги располагаются за пределами границ скатывания кусков породы с откосов отвалов.

На отвалах устанавливаются предупредительные надписи об опасности нахождения людей на откосах, вблизи их основания и в местах разгрузки транспортных средств.

Автомобили и другие транспортные средства разгружаются на отвале в местах, предусмотренных паспортом, вне призмы обрушения (сползания) породы. Размеры призмы устанавливаются работниками маркшейдерской службы организации и регулярно доводятся до сведения лиц, работающих на отвале.

На отвалах устанавливаются схемы движения автомобилей и других транспортных средств. Зона разгрузки обозначается с обеих сторон знаками в виде изображения автосамосвала с поднятым кузовом с указателями направления разгрузки.

Площадки бульдозерных отвалов имеют по всему фронту разгрузки поперечный уклон не менее 1-3°, направленный от бровки откоса в глубину отвала на длину базы работающих автосамосвалов, и фронт для маневровых операций автомобилей, бульдозеров и другие транспортных средств.

Работа в секторе производится в соответствии с паспортом ведения работ и регулируется знаками и аншлагами.

Расстояние между стоящими на разгрузке и проезжающими транспортными средствами не менее 5 м.

Организацией осуществляется мониторинг за устойчивостью пород в отвале и инструментальные наблюдения за деформациями всей площади отвала. Частота наблюдений, число профильных линий и их длина, расположение, тип грунтовых реперов и расстояние между ними на профильных линиях определяются проектом наблюдательной станции.

Геолого-маркшейдерской службой организации осуществляется контроль за устойчивостью пород в отвале, а при размещении отвалов на косогорах - инструментальные наблюдения за деформациями всей площади отвала.

5.3.7 Борьба с пылью и вредными газами.

Главными внешними источниками пылевыведения на открытых горных работах являются породные отвалы, автомобильные дороги и взрывные работы. По усилению противозероэрозийной устойчивости отвалов, необходимо предусматривать мероприятия согласно типовому проекту ТУ 72–2236 «Комплекс противопылевых мероприятий для открытых горных работ».

Учитывая грузоподъемность технологического автотранспорта (50 т) и в целях минимального пылеобразования, земляное полотно временных автодорог предусматривается выполнять мелкой щебёнкой или дресвой и поливать водой.

Забор воды для противопылевых мероприятий осуществляется из пруда-испарителя.

Основной метод борьбы с ядовитыми газами при работе автотранспорта является снижение токсичности отработавших газов дизельных двигателей.

Для снижения токсичности отработавших газов дизельных двигателей предусматривается применение на автосамосвалах нейтрализаторов. Их количество соответствует количеству автосамосвалов.

На рабочих местах карьеров отбор проб для анализа воздуха на содержание вредных газов должен производиться не реже одного раза в квартал и после каждого изменения технологии работ.

Допуск рабочих и технического персонала в карьеры после производства массовых взрывов производится только после проверки и снижения содержания ядовитых газов в атмосфере до санитарных норм, но не ранее чем через 30 мин после взрыва, рассеивания пылевого облака и полного восстановления видимости, а также осмотра мест (места) взрыва ответственным лицом (согласно распорядку массового взрыва).

Для интенсификации естественного воздухообмена в плохо проветриваемых и застойных зонах карьеров организуется искусственная вентиляция с помощью вентиляционных установок или других средств в соответствии с мероприятиями, утверждёнными техническим руководителем организации.

5.3.8 Электрогазосварочные работы.

Работы производятся в соответствии с «Правилами технической эксплуатации электроустановок потребителей» (от 30 марта 2015 года № 246).

При производстве электрогазосварочных работ сварщики должны пользоваться средствами индивидуальной защиты. При работе на высоте используются огнестойкие предохранительные пояса и страховочные канаты с карабинами.

Во время электросварочных работ металлические части агрегатов и свариваемые конструкции – заземляются.

Электросварочные работы во время дождя, снегопада, грозы на открытых площадках запрещаются.

Газопламенные работы должны производиться на расстоянии не менее:

- 10 м от переносных генераторов;
- 3 м от газосварочных постов;
- в случае если пламя и искры направлены в сторону источников газа, должны быть приняты меры по их защите от воздействия тепла путем установки ширм.

На шкафах газосварочных постов наносятся сигнально предупредительные надписи.

Находящиеся в эксплуатации резаки, горелки, редукторы, шланги, и прочее – закрепляются за определёнными работниками. Места проведения электросварочных работ обеспечиваются необходимыми средствами пожаротушения.

5.3.9 *Предохранение от загрязнения горюче-смазочными материалами.*

Эксплуатация бульдозеров, экскаваторов, автосамосвалов и другой вспомогательной техники требует использования дизельного топлива, бензина и смазочных материалов.

Заправка автосамосвалов и самоходной техники, имеющей возможность свободного передвижения, топливом и маслами предусматривается на промплощадке, на специально оборудованной АЗС. Заправка техники, оборудования и механизмов, работающих в карьере, на отвале и на складах, осуществляется передвижным топливозаправщиком, снабжённым специальными наконечниками на наливных шлангах, масло улавливающими поддонами и другими приспособлениями, предотвращающими потери.

Промасленные обтирочные отходы хранятся в закрытых металлических ящиках и сжигаются на площадках, специально отведённых для этих целей. Площадки очищаются от растительности и обваловываются вскрышными породами на высоту 0,5-0,7 м. Сжигание производится в специальных ёмкостях оборудованных сажауловителями.

5.3.10 *Обеспечение устойчивости бортов карьеров*

Простые гидрогеологические и горнотехнические условия разработки месторождения не должны вызвать осложнений при отработке карьеров.

В процессе эксплуатации и проведения комплекса наблюдений, предусмотренных «Инструкцией по наблюдениям за деформациями бортов, откосов, уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости», необходимо производить корректировку углов наклона бортов карьеров и откосов уступов.

5.3.11 Общие положения организации безопасной эксплуатации электрохозяйства

Обеспечение безопасной эксплуатации и ремонта электрооборудования и электросетей карьера осуществляется лицом, ответственным за электрохозяйство карьера.

Работы в электроустановках производятся по наряду - допуску, распоряжению или в порядке текущей эксплуатации.

По наряду - допуску выполняются работы:

- 1) на действующих высоковольтных линиях напряжением выше 1000 Вольт, связанные с подъёмом на опору, переключательном пункте, комплектных передвижных трансформаторных подстанций выше 3 метров от поверхности их установки;
- 2) ремонтные работы, выполняемые в электроустановках напряжением выше 1000 Вольт;
- 3) на действующих кабельных линиях из бронированных кабелей (ремонт, перекладка);
- 4) по ремонту линий из гибких высоковольтных кабелей на месте их прокладки.

В электроустановках напряжением выше 1000 Вольт по распоряжению с записью в оперативном журнале электротехническому персоналу допускается производить работы со снятием напряжения, выполняемые с наложением заземления.

Указанные работы производятся не менее чем двумя лицами, одно с квалификационной группой не ниже IV, а второе не ниже III. При допуске выполняются технические мероприятия, обеспечивающие безопасность работ.

Работы на линиях электропередачи по расчистке трассы от негабарита, вывешиванию плакатов, нумерации и проверке на загнивание опор, выверке, установки и перегрузки опор, осмотру линий без подъёма на опору допускается выполнять одному лицу с квалификационной группой не ниже III.

В электроустановках напряжением до 1000 Вольт оперативному, оперативно-ремонтному и ремонтному персоналу по наряду-допуску допускается производить ремонтные работы:

- 1) на высоковольтные линии, осветительных сетях и мачтах и подъёмом на опору (мачту);
- 2) в распределительных устройствах, на щитах, сборках;
- 3) на кабельных сетях.

При обнаружении в электрооборудовании, на воздушных, кабельных линиях напряжением до 1000 Вольт и выше неисправностей, могущих привести к аварии или угрозе для жизни людей, обнаружившему лицу:

- 1) принять меры для предотвращения аварий и угрозы для жизни людей;
- 2) доложить о случившемся любому должностному лицу участка или лицу ответственному за электрохозяйство.

Аварии или аварийные ситуации ликвидируются в кратчайшие сроки под руководством персонала электрохозяйства карьера.

Организационно-технические мероприятия при работе на воздушных питающих линиях отсоса выполняются в соответствии с действующими требованиями по безопасной эксплуатации высоковольтные линии.

Требования к обслуживающему персоналу и технической документации

Персонал, обслуживающий электроустановки:

- 1) проходит обучение безопасным методам работы, проверку знаний и получает соответствующую квалификационную группу;
- 2) имеет при себе на рабочем месте удостоверение о проверке знаний.

Для электротехнологического персонала минимальный стаж работы в предыдущей группе в электроустановках 4 месяца.

Лица контроля, осуществляющие руководство горными работами, имеют квалификационную группу по электробезопасности не ниже IV.

Обучение персонала, обслуживающего электроустановки и осуществляющего ведение горных работ с применением горных электрифицированных машин, производится по утверждённым программам.

Работы в электроустановках осуществляют лица, имеющие квалификационную группу по электробезопасности.

Лица, допущенные к производству работ (верхолазные работы под напряжением, испытания оборудования повышенным напряжением), имеют об этом запись в удостоверении.

Оперативные переключения, техническое обслуживание и ремонт электроустановок карьеров проводит оперативный, оперативно-ремонтный, ремонтный и электротехнологический персонал.

На карьере должна вестись техническая документация:

- 1) однолинейные схемы электроснабжения и связи карьера в целом. На схему наносится электрическая сеть карьера с указанием номинальных напряжений, марок, длин и сечений проводов и кабелей, распределительная и защитная аппаратура, все токоприёмники. На схеме указываются значения токов двухфазного короткого замыкания для случая замыкания в наиболее удалённой точке защищаемого участка сети;
- 2) план горных работ с нанесением линии электропередачи карьера;
- 3) схемы подземной кабельной сети, нанесённые на план горных работ или на схематический план горных работ и выработок;
- 4) чертежи электрооборудования, установок и сооружений, запасных частей;
- 5) комплект исполнительных схем управления экскаваторами, буровыми станками, оборудованием;
- 6) полный комплект технологических регламентов по ремонту и эксплуатации электроустановок;
- 7) паспортные карты или журналы с описью электрооборудования и защитных средств с указанием технических характеристик и присвоенных инвентарных номеров (к паспортным картам или журналам прилагаются протоколы и акты испытаний, ремонта, наладки оборудования);

- 8) паспорта линии электропередачи, центральных (выносных) заземляющих контуров карьера и стационарных объектов;
- 9) графики:
 - технического обслуживания и ремонта экскаваторов, буровых станков, оборудования;
 - технического обслуживания и ремонта карьерного распределительного пункта, приключательного пункта, комплектных трансформаторных подстанции и секционирующих пунктов;
 - капитального ремонта электрических машин;
 - плановых проверок релейной защиты, устройств защитного отключения и сезонной наладки электроприводов;
- 10) протоколы замеров освещённости рабочих мест, территории карьера и отвалов;
- 11) журнал проверки знаний по безопасной эксплуатации электрохозяйства;
- 12) списки лиц, имеющих право выдачи нарядов (распоряжений) на производство работ в электроустановках;
- 13) списки лиц, назначенных ответственными руководителями, производителями работ по нарядам и распоряжениям, наблюдающими;
- 14) перечни работ, производимых в электроустановках по распоряжению и в порядке текущей эксплуатации;
- 15) списки лиц, имеющих право единоличного осмотра электроустановок;
- 16) акты разграничения границ обслуживания и эксплуатации электроустановок лиц, ответственных за электрохозяйство (по участку, цеху, карьере);
- 17) перечень профессий электротехнологического персонала с указанием квалификационных групп по электробезопасности;
- 18) перечень особо опасных и опасных мест и работ в карьере по электробезопасности;

Допускается ведение технической документации на компьютере при наличии программ, предусматривающих предоставление данных для анализа

Распределительные устройства и трансформаторные подстанции

Для комплектных трансформаторных подстанции и распределительных устройств, предназначенных для эксплуатации в условиях открытых горных разработок, должны выполняться следующие требования:

- 1) ограждение токоведущих частей, находящихся под напряжением;
- 2) наличие механических блокировочных устройств, препятствующих ошибочным операциям с разъединителем и выключателем, доступу персонала к токоведущим частям при включённом разъединителе, включение разъединителя приоткрытых дверях;
- 3) фиксирование приводов разъединителя и выключателя во включённом и отключённом положении (невозможность самопроизвольного включения и отключения);

- 4) наличие механических указателей положения привода выключателей напряжением выше 1000 Вольт («Включено», «Отключено»), отчётливо видимых персоналу, и надписей, указывающих положение привода разъединителя;
- 5) наличие отметок на токоведущих частях, указывающих места наложения переносных заземлений для радиоустройств, не имеющих стационарных заземляющих ножей;
- 6) одиночные приключательные пункты любых типов и передвижение комплектных трансформаторных подстанций оборудуются салазками для перемещения и конструкциями для подключения к проводам линий электропередачи.

Воздушные вводы приключательных пунктов, имеющие расстояние от верхней кромки изолятора до поверхности земли менее 2,9 метров, ограждаются сетчатыми ограждениями. Расстояние от не ограждённых линейных выводов на напряжение 6-10 киловольт из приключательный пункт и комплектные трансформаторные подстанции до земли при отсутствии проезда для транспорта под выводами обеспечивается не менее 4,5 метров; от воздушных вводов (выводов) напряжением 0,4 киловольт - не менее 3,5 метров;

- 7) все двери распределительных устройств и комплектные трансформаторные подстанции оснащаются надёжными запирающими устройствами.

Ключи от запирающих устройств приключательный пункт не подходят к запирающим устройствам комплектные трансформаторные подстанции и секционирующих устройств.

Ключи от запирающих устройств со стороны высшего напряжения комплектные трансформаторные подстанции не подходят к запирающим устройствам со стороны низшего напряжения.

Ключи, от запирающих устройств приключательный пункт хранятся в месте, установленном лицом, ответственным за электрохозяйство;

- 8) комплектные трансформаторные подстанции на стороне высшего напряжения оснащаются предохранителями для защиты трансформаторов, а на стороне низшего напряжения оборудуются автоматическими выключателями и аппаратами защиты от утечки тока. При срабатывании аппарата защиты от утечки тока допускается отключение автоматического выключателя через промежуточное реле, если общее время отключения не превышает 0,2 секунды;
- 9) карьерный распределительный пункт напряжением выше 1000 Вольт комплектуются из ячеек наружной установки, имеющих защиты от замыканий на землю и максимально-токовую защиту, обеспечивающих термическую и динамическую устойчивость к токам короткого замыкания.

На внешней стороне корпусов, на дверцах распределительных устройств и комплектных трансформаторных подстанции наносятся чёткие надписи, предупреждающие об опасности поражения электрическим током, указывающие наименование электрического присоединения, и схемы электрических соединений. Все коммутационные аппараты снабжаются надписями, указывающими включаемый объект.

Корпуса передвижных электроустановок карьеров соединяются с заземляющим проводом воздушной линии, проводником из голого провода (шины, полосы, прута). Места подключения корпусов ячеек к заземляющему проводу воздушной линии к местному заземлению обозначаются нанесением знака «Заземление».

Установка комплектных трансформаторных подстанции и приключательных пунктов производится на одном горизонте с горными машинами на расстоянии не более 10 метров от опоры, к которой подсоединяется воздушный ввод.

Осмотр комплектные трансформаторные подстанции без отключения от сети напряжением выше 1000 Вольт ежемесячно производится машинистами подключённых потребителей или специально обученным персоналом.

Карьерные воздушные линии электропередачи

Внутрикарьерные воздушные линии электропередач, подлежащие перемещению, удлинению или укорачиванию, сооружаемые на опорах с железобетонными, деревянными или металлическими основаниями, являются передвижными.

Внутрикарьерные воздушные линии электропередач, не подлежащие перемещению, удлинению или укорачиванию, сооружаемые на стационарных опорах, являются стационарными внутрикарьерными.

Расстояние от нижнего фазного провода воздушных линии электропередач на уступе до поверхности земли при максимальной стреле провеса проводов должно обеспечиваться не менее следующих величин:

- 1) при прохождении линии электропередач в районе территории карьеров и породных отходов – расстояние 6 метров при напряжении до 35 киловольт;
- 2) при прохождении линии электропередач в местах труднодоступных для людей и недопустимых для наземного транспорта - расстояние 5 метров при напряжении до 35 кВ;
- 3) при прохождении линии электропередач в районе откосов уступов - расстояние 3 метров при напряжении до 35 кВ. Натяжка провода осуществляется вручную. Натягивать провод на передвижных опорах с помощью механизмов не допускается.

Соединения проводов в пролётах выполняются по утверждённому паспорту, способом, обеспечивающим надёжность и достаточную прочность. В пролётах пересечения фазные провода и заземляющий провод не имеет соединений и выполняется двойным креплением проводов.

При подготовке к производству массовых взрывов на карьере определяется зона воздействия взрывов на сооружения внутрикарьерных передвижных линии электропередач и электроустановки.

Перед взрывом по распоряжению технического руководителя работ на карьере отключаются все внутрикарьерные линии, находящиеся в зоне действия взрыва, независимо от рода тока и напряжения. Взрывные работы производятся с учётом проведения восстановительных работ в светлое время суток.

Контроль своевременного осмотра линии электропередач и устранением неполадок ведут соответственно работники, осуществляющие руководство горными работами на участках, энергоснабжение участков, технический руководитель работ на карьере. Работники, осуществляющие энергоснабжение карьера, контролируют качество

ремонтных, монтажных (демонтажных) работ на передвижных внутрикарьерных линиях.

Гибкие резиновые кабели

Для питания передвижных электроприемников карьеров (экскаваторов, горно-транспортных комплексов, буровых станков, горных машин) применяются гибкие резиновые кабели.

Гибкий кабель, питающий передвижные карьерные электроустановки, прокладывают так, чтобы исключалась возможность его примерзания, ударов и раздавливания кусками горной массы, наезда на него транспортных средств.

Кабели, находящиеся в зоне взрывных работ, убирают на время взрыва в безопасное место или защищают от повреждения при взрыве горной массы.

На обводнённых участках кабель поднимают на «козлы», расстояние между которыми не более 10 метров, и располагают над поверхностью воды на высоте не менее 0,3 метров.

Перемещение кабеля, находящегося под напряжением, допускается вручную с использованием диэлектрических перчаток или устройств с изолированными рукоятками.

Релейная защита и защита от атмосферных перенапряжений

В сетях открытых горных работ напряжением 35 кВ предусматриваются устройства релейной защиты от замыканий на землю, действующие на отключение.

Защиту от однофазных замыканий выполняют в виде селективной защиты (устанавливающей повреждённое присоединение и направление) и неселективной резервной защиты.

Селективная защита предусматривается на всех питающих элементах сети напряжением 35 кВ.

В качестве селективной защиты применяют токовую направленную защиту нулевой последовательности.

В качестве неселективной резервной защиты - защиту напряжений нулевой последовательности.

Количество ступеней селективной защиты определяется проектной схемой электрически связанных сетей и утверждается лицом ответственным за электрохозяйство предприятия. Селективная защита выполняется двух или трёхступенчатой. Первая ступень защиты отключает повреждённый участок без выдержки времени, вторая ступень - с выдержкой не более 0,5 секунд, третья - не более 0,7 секунд. В качестве резервной предусматривается защита с выдержкой времени не более 1 секунды, действующая на отключение всей электрически связанной сети - секции шин или питающего трансформатора.

Если на подстанции, питающей потребители открытых горных работ, имеются потребители, отключение которых по условиям безопасности при однофазных замыканиях не требуется, то резервная защита выполняется двухступенчатой и действует на отключение:

- 1) с выдержкой времени 0,5 секунд - всех карьерных потребителей;
- 2) с выдержкой времени 1 секунды - всей электрически связанной сети или питающего трансформатора.

Защита от атмосферных перенапряжений передвижные трансформаторные подстанции 6-10/0,23-0,4 килоВольт выполняется разрядниками, устанавливаемыми с высокой стороны подстанции.

Заземление

Заземление арматуры изоляторов, оттяжек, кронштейнов и осветительной арматуры при установке их на деревянных опорах высоковольтные линии не требуется, если на них прокладывается неизолированный заземляющий проводник.

Допускается не заземлять нетоковедущие части оборудования, у которых применяются защитные меры по электробезопасности: защитное разделение, защитная изоляция, безопасное напряжение по действующим нормативам.

Заземляющее устройство электроустановок напряжением до 35 килоВольт включительно выполняется:

- 1) общим для электроустановок с напряжением всех уровней и применением искусственных заземлителей;
- 2) общим или индивидуальным, с использованием естественных заземлителей, по проектам, выполненным в соответствии с действующими требованиями безопасного устройства и эксплуатации электроустановок.

Сопротивление общего заземляющего устройства на открытых горных работах, в любой точке сети не более 4 Ом, состоит из одного или нескольких главных (центральных) и местных заземлителей, объединённых в общую сеть заземления через магистраль заземления и ответвления от неё.

На каждое заземляющее устройство, находящееся в эксплуатации, имеется паспорт, содержащий схему заземления, основные технические данные, данные о результатах проверки состояния заземляющего устройства, о характере ремонтов и изменениях, внесённых в данное устройство.

Местные заземляющие устройства выполняются в виде местных заземлителей, сооружаемых у передвижных электроустановок карьера и заземляющих проводников, соединяющих передвижные электроустановки с местными заземлителями. Сопротивление местного заземляющего устройства не нормируется. В качестве главных заземлителей допускается использовать заземлители подстанций 35/5-10 кВ или распределительный пункт 6-10 кВ.

5.3.12 Освещение карьеров и отвалов

Электрическое освещение на карьерах и отвалах должна обеспечивать освещённость в соответствии с Нормами освещённости рабочих мест объектов открытых горных работ согласно таблице приложения 51 к «Правилам обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы».

Для осветительных сетей карьера, для систем освещения передвижных машин применяется электрическая система с изолированной нейтралью при линейном напряжении не выше 220 Вольт. При применении видов освещения допускается напряжение выше 220 Вольт.

Для осветительных установок, устанавливаемых на стационарных опорах для освещения отвалов, автомобильных дорог внутри и вне карьера, для освещения рабочих площадок карьера, допускается применение фазного напряжения 220 Вольт с питанием от индивидуальных трансформаторных подстанций с заземлённой нейтралью.

Обслуживание осветительных установок с пусковыми устройствами производится по наряду не менее чем двумя лицами, одно из которых имеет квалификационную группу не ниже IV, а второе - не ниже III.

Территория карьеров и объектов на его поверхности освещаются светильниками и прожекторами, встроенными в конструкцию машин или установленными на передвижных или стационарных опорах (мачтах).

На стационарных опорах (металлических, железобетонных, деревянных) контактной сети допускается подвеска проводов электрического освещения и светильников. При этом:

- 1) провода линий освещения подвешивают выше контактного провода с другой стороны опоры;
- 2) расстояние от контактного провода до проводов освещения не менее 1,5 метров;
- 3) изоляторы осветительной сети выбираются по напряжению контактной сети.

Не допускается подвеска проводов электрического освещения и светильников на передвижных опорах контактной сети.

Контроль освещённости рабочих мест в карьере с помощью люксметра осуществляется не реже одного раза в шесть месяцев.

5.3.13 Противопожарные мероприятия.

Пожарную безопасность на участке работ и рабочих местах обеспечивают мероприятия в соответствии с требованиями «Правила пожарной безопасности» (от 21 февраля 2022 года № 55).

Хранение горюче-смазочных материалов на участке работ не предусматривается.

Все служебные и жилые вагончики обеспечиваются первичными средствами пожаротушения, в соответствии с «Правилами пожарной безопасности». Помимо противопожарного оборудования модулей, определённых этими правилами, на территории прикарьерной площадки и административно-производственного здания будут размещены пожарные щиты со следующим минимальным набором пожарного инвентаря, шт.:

- топоры -2;
- ломов и лопат -2;
- багров железных -2;
- вёдер, окрашенных в красный цвет - 2;
- огнетушителей - 2.

Рабочие места на карьере оборудуются первичными средствами пожаротушения на механизмах и двумя щитами на прикарьерной промплощадке.

5.3.14 Связь и сигнализация.

С учётом развития современных технологий на предприятии планируется установление следующих видов связи и сигнализации:

- 1) диспетчерской радиосвязью в диапазоне УКВ;
- 2) диспетчерской распорядительно-поисковой громкоговорящей связью и системой оповещения;
- 3) беспроводные компьютерные сети на базе WI-FI
- 4) Сотовой телефонной связью.

Для предупреждения персонала, находившегося на территории карьера, о начале и окончании взрывных работ применяется система оповещения, слышимая на всех участках карьера.

Для связи при оперативных переключениях в электросетях на карьерах и отвалах использование радиосвязи, работающей на отдельной частоте.

Для оперативной связи между работниками и подразделениями рудника (включая диспетчерскую службу) планируется использование мобильных радиостанций и/или сотовой связи. Так же для обеспечения связи между подразделениями планируется установление единой компьютерной сети.

Питание устройств связи и сигнализации, от аккумуляторных батарей (для мобильных радиостанций) или линейного напряжения 220 В.

Ремонт и обслуживание оборудования, используемого для связи, планируется осуществлять силами подрядной организации по установленному графику.

5.3.15 Санитарно-гигиенические требования.

При проведении работ в карьере должны выполняться «Санитарные правила для предприятий по добыче и обогащению рудных, нерудных и россыпных полезных ископаемых». «Санитарно-эпидемиологические требования к зданиям и сооружениям производственного значения»(приказ Министерства национальной экономики РК № 174 от 28.02.2015г) и «Санитарно-эпидемиологические требования по установлению санитарно-защитной зоны производственных объектов» (приказ Министерства национальной экономики РК № 237 от 20.03.2015г.)

Допустимые уровни звукового давления и уровни вибрации на рабочих местах должны удовлетворять требованиям ГОСТ-12.1.003.-2014 ССБТ «Шум. Общие требования безопасности» и «Нормы шумовых и иных акустических воздействий искусственного происхождения»(от 7 октября 2015 года № 18-02/899).

Для укрытия людей от атмосферных осадков и приёма пищи (при необходимости) на участках работ предусматривается служебный модуль. Все оборудование выполнено в соответствии с санитарными нормами и требованиями техники безопасности. Предусмотрено наличие аптек первой помощи и носилок для доставки пострадавших в медпункт. Персонал должен быть обучен приёмам оказания первой доврачебной помощи пострадавшим.

Специальная одежда и обувь приобретается согласно действующим нормам. Площадь каждого постоянного и непостоянного рабочего места предусматривается не менее 2,2 метров квадратных (далее – м²) (за исключением кабин и объектов, величина свободной площади которых оговаривается специальными требованиями).

Помещения санитарно-бытового обслуживания работающих предусматриваются в соответствии с Санитарными правилами. Комнату приёма пищи оборудована бытовым холодильником и раковиной для мытья посуды.

Умывальные размещаются в помещениях, смежных с гардеробными, или в гардеробных, в специально отведённых местах.

Устройство душевых помещений предусматривает лёгкую чистку и мытье полов, стен и потолков горячей водой с применением моющих и дезинфицирующих средств, а также сток использованной воды из душевых кабин.

Места для курения оборудуются в соответствии с требованиями Санитарных правил «Санитарно-эпидемиологические требования к оборудованию мест, выделенных специально для курения», утверждаемыми в соответствии с пунктом 6 статьи 144 Кодекса «О здоровье народа и системе здравоохранения».

В целях соблюдения питьевого режима работающих обеспечивают питьевой водой из расчёта не менее 1,0 – 2,0 литров на человека в смену.

В гардеробных предусматриваются респираторные, которые оборудуются установкой для очистки фильтров от пыли и контроля их сопротивления, столами для приёма, выдачи и ремонта респираторов, приспособлениями для мойки, дезинфекции и сушки полумасок, шкафами и гнёздами для хранения респираторов.

Гардеробные помещения для просушивания специальной одежды и специальной обуви оборудуются механической общеобменной приточно-вытяжной вентиляцией (с подогревом притока воздуха в холодное время года).

Стирку спецодежды необходимо производить в централизованных прачечных. Не допускается хранение и приём пищи в производственных помещениях.

Защита персонала от воздействия пыли и вредных газов, радиационная безопасность

Состав атмосферы объектов открытых горных работ отвечает установленным нормативам по содержанию составных частей воздуха и вредных примесей (пыль, газы).

На всех объектах открытых горных работ, имеющих источники выделения ядовитых газов, проводится 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 производится после проверки и снижения содержания ядовитых газов в атмосфере до санитарных норм, но не ранее чем через 30 минут после взрыва, рассеивания пылевого облака и полного восстановления видимости, осмотра мест (места) взрыва лицом контроля (согласно распорядка массового взрыва).

Во всех случаях, когда содержание вредных газов или запылённость воздуха на открытых горных работах превышает установленные нормы, принимаются меры по обеспечению безопасных и здоровых условий труда.

Для интенсификации естественного воздухообмена в плохо проветриваемых и застойных зонах карьера организуется искусственная вентиляция с помощью вентиляционных установок или других средств в соответствии с мероприятиями, утверждёнными техническим руководителем организации.

Для снижения пылеобразования при экскавации горной массы в тёплые периоды года проводится орошение взорванной горной массы водой.

Для снижения пылеобразования на автомобильных дорогах при положительной температуре воздуха проводится поливка дорог водой с применением связующих добавок.

На дробильно-сортировочных установках, на участках перегрузки горной массы с конвейера на конвейер места образования пыли изолируются от окружающей атмосферы с помощью кожухов и укрытий с отсосом запылённого воздуха из-под них и его последующей очисткой.

При всех производственных процессах на объектах ведения открытых горных работ, сопровождающихся образованием или выделением пыли, организуется контроль запылённости атмосферы профилактическими службами или лабораториями.

Места отбора проб воздуха и периодичность устанавливаются графиком, утверждённым техническим руководителем организации, но не реже одного раза в квартал и после каждого изменения технологии работ.

Автомобили, бульдозера, трактора и другие машины с двигателями внутреннего сгорания, работа которых сопровождается образованием концентраций ядовитых примесей выхлопных газов в рабочей зоне, превышающих допустимые концентрации, оборудуются каталитическими нейтрализаторами выхлопных газов.

Организация проводит контроль содержания вредных примесей в выхлопных газах.

При возникновении пожара все работы на участках объекта горных работ, атмосфера которых загрязнена продуктами горения, прекращаются, за исключением работ, связанных с ликвидацией пожара.

При обнаружении на рабочих местах вредных газов в концентрациях, превышающих допустимые величины, работу приостанавливают и выводят людей из опасной зоны.

На открытых горных работ проводится обследование радиационной обстановки для установления степени радиоактивной опасности.

Вокруг промплощадок объектов открытых горных работ устанавливается санитарно-защитная зона, размеры которой определяются проектом.

Контроль за осуществлением мероприятий по борьбе с пылью, соблюдением установленных норм по составу атмосферы, радиационной безопасности на открытых горных работ возлагается на технического руководителя организации.

Открытые горные работы, в рудничной атмосфере которых на основании результатов обследования состояния радиоактивной опасности и оценке радиационной обстановки установлено наличие радиационных факторов выше нормативных показателей, относятся к радиационно опасным производствам. На эти объекты распространяются требования, предъявляемые к разработке урановых руд.

5.3.16 Медицинская помощь

На участке, на основных горных и транспортных агрегатах и в санитарно-бытовых помещениях имеются аптечки первой помощи.

На всех участке имеются носилки для доставки пострадавших в медицинский пункт.

Эвакуация заболевших и пострадавших при несчастных случаях во время работы осуществляется согласно плану, утверждённого руководителем ТОО «Qaz Minerals Mining» транспортом.

Пункт первой медицинской помощи оборудуется телефонной связью.

5.3.17 Административно-бытовые помещения

На месторождении Находка административно-бытовые помещения организованы в вахтовом посёлке, находящемся в ~1,0 км. от карьера Бытовые помещения имеют отделения для мужчин и женщин и рассчитаны на число рабочих, необходимых для полного освоения проектной мощности.

В состав бытовых помещений входят: гардеробы для рабочей и верхней одежды, помещения для сушки и обеспыливания рабочей одежды, душевые, уборные, прачечная, помещения для чистки и мойки обуви, кипяtilьная станция для питьевой воды, фляговое помещение, респираторная, помещения для личной гигиены женщин, медпункт.

Доставка рабочих в карьер производится пассажирским транспортом.

Душевые или бани обеспечены горячей и холодной водой из расчёта 500 л на одну душевую сетку в час и имеют смесительные устройства с регулирующими кранами.

Регулирующие краны имеют указатели холодной и горячей воды. Трубы, подводящие пар и горячую воду, изолируются или ограждаются на высоту 2 м от пола.

Качество воды, используемой для мытья, контролируется ежеквартально.

Все административно-бытовые помещения имеют приточно-вытяжную вентиляцию, обеспечивающую содержание вредных примесей в воздухе этих помещений в пределах действующих норм.

На открытых горных работах оборудуются в соответствии с общими санитарными правилами закрытые туалеты в удобных для пользования местах.

На карьере для обогрева рабочих зимой и укрытия от дождя – расположен вагончик блочно-модульного типа (пункт обогрева и раскомандировка).

Указанные помещения имеют столы, скамьи для сидения, умывальник с мылом, аппарат для воды EcoCool 160LA silver, вешалку для верхней одежды.

Температура воздуха в помещении для обогрева не менее 20 °С.

5.3.18 Водоснабжение

Организация обеспечивает всех работающих доброкачественной питьевой водой в достаточном количестве.

В технологических процессах и санитарно-бытовом обслуживании рабочих используется вода по бактериологическим и токсикологическим показателям соответствующая требованиям к качеству питьевой воды централизованных систем питьевого водоснабжения.

Для борьбы с пылью и других технологических целей при отсутствии или недостатке воды питьевого качества допускается использование воды других источников, не содержащей вредных и трудно устранимых примесей, при условии её предварительной очистки.

Сосуды для питьевой воды изготавливаются из материалов, легко дезинфицируемых.