

Настоящий «План горных работ на месторождении Каскырмазган», выполнен Товариществом с ограниченной ответственностью «ELEMENTA» в полном соответствии с требованиями Задания на проектирование, полученного от Частной компании «KM Holding Limited».

При исполнении проектной документации руководствовались требованиями Кодекса Республики Казахстан «О недрах и недропользовании» и другими государственными нормами, правилами, стандартами, действующими на территории Республики Казахстан.

Директор ТОО " ELEMENTA "

А. А. Алагузова

СОСТАВ ПЛАНА ГОРНЫХ РАБОТ

Договор № _____ от _____ г.

Номер тома	Наименование	Исполнитель
Том 1	«План горных работ на месторождении Каскырмазган». Пояснительная записка.	ТОО «ELEMENTA» г. Астана 2025 г.

СОСТАВ ТОМА

Номер и наименование тома	Состав тома
<p>«План горных работ на месторождении Каскырмазган»</p> <p>Том 1 Пояснительная записка</p>	<p>Пояснительная записка. Приложения (текстовые).</p> <p>Графические приложения к проекту.</p>

СПИСОК ИСПОЛНИТЕЛЕЙ

Директор ТОО «ELEMENTA»

Алагузова А.А.

ОГЛАВЛЕНИЕ

ТОО «ELEMENTA»	1
СОСТАВ ПЛАНА ГОРНЫХ РАБОТ	3
СОСТАВ ТОМА.....	3
СПИСОК ГРАФИЧЕСКИХ ПРИЛОЖЕНИЙ	7
ГЛАВА 1. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ И ГЕОГРАФО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РАЙОНА	8
ГЛАВА 2. ГЕОЛОГИЯ И ЗАПАСЫ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ	11
ГЛАВА 3. ОТКРЫТЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ.....	28
ГЛАВА 4. ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕ.....	74
ГЛАВА 5. СКЛАДИРОВАНИЕ.....	75
ГЛАВА 6. КАРЬЕРНЫЙ ВОДОУТИЛ	78
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ.....	89

ПРИЛОЖЕНИЯ

Приложение 1 - Задание на проектирование

Приложение 2 – Лицензии на проектирование

Приложение 3 – Расчеты коэффициента запаса устойчивости

СПИСОК ГРАФИЧЕСКИХ ПРИЛОЖЕНИЙ

Номер листа	Название листа	Инв. номер (приложение)	Масштаб
1	Геологическая карта	ПГР.280-05/23-ОГР	1:10 000
2	Геологические разрезы по линиям 5, 5а, 6, 6а, 7, 7а, 8	ПГР.280-05/23-ОГР	1:2000
3	Геологические разрезы по линиям 8а, 9, 9а, 10, 10а	ПГР.280-05/23-ОГР	1:2000
4	Геологические разрезы по линиям 11, 11а, 12, 13, 14, 32, 32а, 33	ПГР.280-05/23-ОГР	1:2000
5	Топографическая карта поверхности	ПГР.280-05/23-ОГР	1:5000
6	Картограмма расположения участка	ПГР.280-05/23-ОГР	1:10000
7	Обзорная (ситуационная) схема	ПГР.280-05/23-ОГР	1:5000
8	Технологическая схема ведения забоя траншеи с тупиковым разворотом автосамосвала	ПГР.280-05/23-ОГР	1:1000
9	Технологическая схема ведения забоя траншеи с кольцевым разворотом автосамосвала	ПГР.280-05/23-ОГР	1:1000
10	Технологическая схема разработки уступов с тупиковым разворотом автосамосвала	ПГР.280-05/23-ОГР	1:1000
11	Технологическая схема разработки уступов с кольцевым разворотом автосамосвала	ПГР.280-05/23-ОГР	1:1000
12	Схема разбуривания блока	ПГР.280-05/23-ОГР	1:1000
13	Минимальная ширина рабочей площадки	ПГР.280-05/23-ОГР	1:1000
14	Паспорт очистки предохранительной бермы	ПГР.280-05/23-ОГР	1:1000

ГЛАВА 1. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ И ГЕОГРАФО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РАЙОНА

1.1 Исходные данные и положения

Месторождение медных руд Каскырмазган находится в 60 км к северо-востоку от г. Балхаша.

Месторождение входит в Каскырмазганскую группу объектов медно-порфиривого типа. Группа расположена в центральной части Токрауской интрузивно-тектонической зоны, имеющей сложное строение. На данном объекте медно-молибденовое оруденение приурочено к апикальной части штока гранит-порфиров, насыщенной ксенолитами вмещающих пород. Зона оруденения имеет весьма сложное внутреннее строение и характеризуется резкой изменчивостью мощностей рудных интервалов и содержаний основных компонентов. Географические координаты центра месторождения: 75°17'32" в.д. и 47°18'08" с.ш. На рисунке 1.1 приведена обзорная карта района работ.

Месторождение Каскырмазган представляет собой рудный штокверк трещиноватых, гидротермально переработанных гранит и гранодиоритпорфиров протяженностью до 800 м при ширине в среднем 560 м, вертикальной мощностью до 400 м и кровлей рудного тела от 0 до 20 м. С поверхности до глубины 50 м развита зона окисления с содержанием меди 2-3 %, до глубины 150-200 м наблюдаются халькозиновые и борнитовые руды, хотя зона вторичного сульфидного обогащения проявлена слабо. Содержание меди по месторождению колеблется от 0,11 до 3,94 %. С глубиной содержание его несколько увеличивается. Средняя горизонтальная мощность руды – 355 м.

Месторождение расположено в районе, обеспеченном электроэнергией, транспортной сетью, квалифицированной рабочей силой, что весьма облегчает их вовлечение в отработку и создает надёжную долговременную базу для развития рентабельного производства.

Запасы полезных ископаемых утверждены Протоколом ГКЗ РК №1487-14-А от 13 декабря 2014 года.

Планом горных работ предусматривается отрабатывать месторождение открытым способом - карьером, с применением буровзрывных работ.

Период эксплуатации: 12 лет.

Режим горных работ принимается круглосуточный (2 смены по 12 часов в сутки), 365 рабочих дней в году. Работы вахтовым методом, две вахты в месяц.

Производственная мощность по добыче медной руды 1101 тыс. м³/год.

Заданная производительность будет обеспечена набором соответствующего горнотранспортного оборудования.

При составлении «Плана горных работ на месторождении Каскырмазган» использовались следующие исходные материалы, представленные заказчиком:

1. Протокол ГКЗ РК №1487-14-А от 13 декабря 2014 г.
2. Технико-экономическое обоснование промышленных кондиций для подсчета запасов меди для открытой отработки Каскырмазганского рудного поля в Карагандинской области, в 2 книгах, г. Алматы, 2012 г.
3. Отчет о научно-исследовательской работе: «Проведение исследований на обогатимость двух проб месторождения Каскырмазган с выдачей технологических показателей», Алматы, 2011.
4. Геологические планы и разрезы.

На основании данных материалов, в соответствии с действующими нормами и правилами, а также в полном соответствии с требованиями к Плану горных работ произведены все проектные расчеты и выполнены графические материалы.

1.2 Географо-экономическая характеристика района

Каскырмазганское рудное поле находится в Актогайском районе Карагандинской области, в 30 км от станции Ащизек железнодорожной линии Балхаш-Актогай, проходящей вдоль северного берега оз. Балхаш.

База партии находится в г. Балхаше, удаленном на 115 км к юго-западу от площади работ. Связь с базой осуществляется по грунтовым дорогам, которые находятся в долинах временных водотоков, где имеются солончаковые почвы, трудно проходимы в осенне-зимний период.

В 70 км на восток от месторождения находится медный рудник Саяк. По направлению к г. Балхаш, на побережье озера Балхаш располагаются рыболовецкие поселки Акулен, Орта-Дересин и др., связанные грунтовыми дорогами. Вдоль линии железной дороги проходит ЛЭП-110, а также водовод от водозабора Токрау до рудника Саяк.

Месторождение с г. Балхаш, ж/д станцией Ащизек и близлежащими населенными пунктами связано старой полуразрушенной грейдерной автомобильной дорогой.

Рельеф района месторождения мелкопочный, сменяющийся участками на низкогорные возвышенности. Общий уклон рельефа к югу, в сторону оз. Балхаш, при этом абсолютные отметки изменяются от 550-600 м, в районе месторождения снижаются до 340 м у оз. Балхаш.

Природно-климатические условия территории являются типичными для сухих степей с резко-континентальным климатом, со значительными колебаниями суточных температур, с жарким и сухим летом до +42⁰ и холодной зимой до -44⁰. Атмосферных осадков выпадает мало, 130-150 мм в год. Максимальное количество осадков приходится на весну, минимальное летом. Район характеризуется постоянными ветрами, преимущественно северо-восточного направления, часто превышающими 15 м/сек.

Зима в районе начинается в ноябре месяце и заканчивается в конце марта, окончательно снег сходит в апреле месяце. В зимнее время снега выпадает небольшое количество, но основные затруднения для движения колесного транспорта вызывают перемены и надувы снега в пониженных частях рельефа.

В районе месторождения постоянные водотоки отсутствуют. Воды весеннего снеготаяния по долинам Ащизек и Кентерлау стекают в оз. Балхаш.

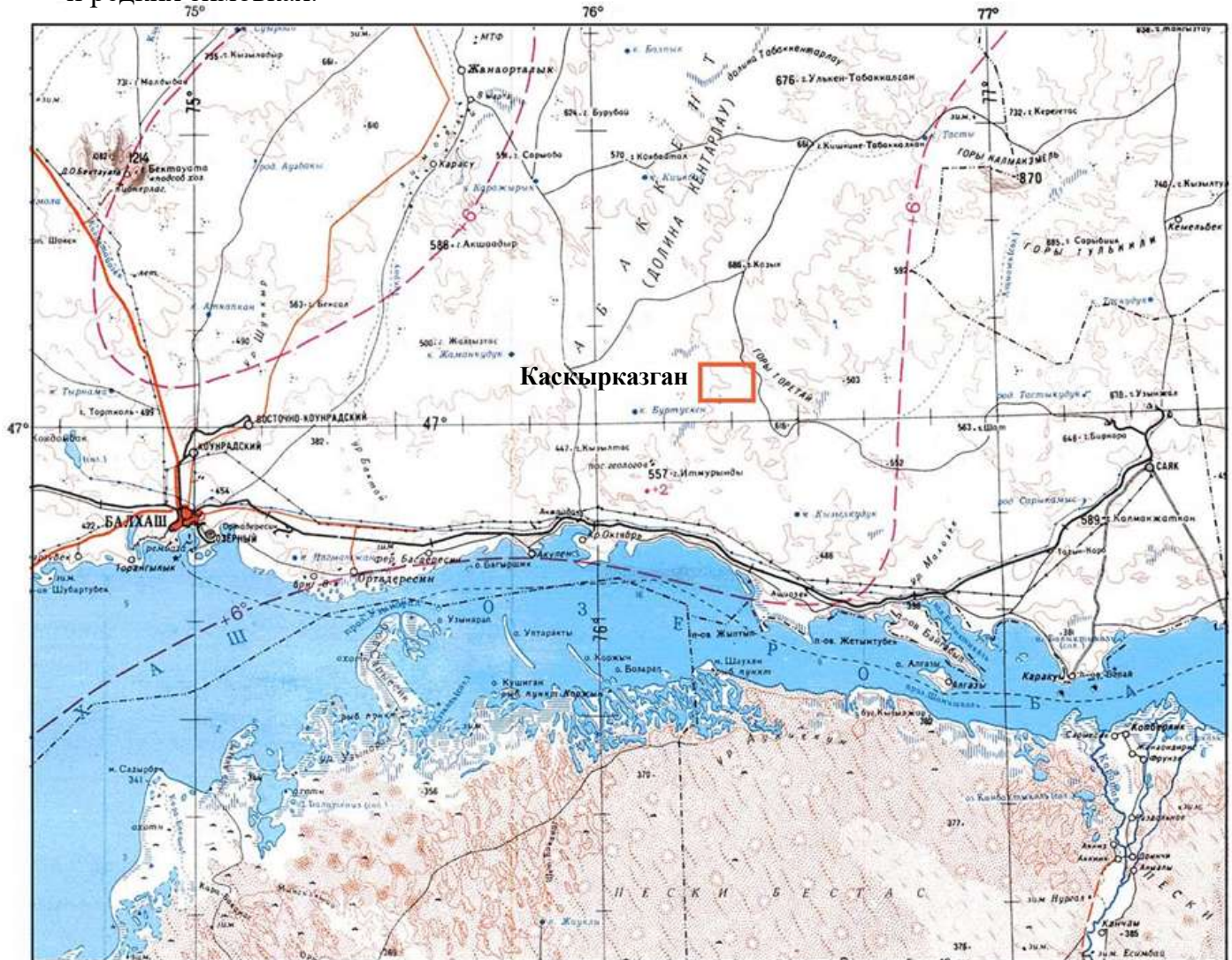
Растительность. Территория района относится к зоне полупустыни со скудной растительностью: боялыч, полынь, реже ковыль. В долинах развиты светло-каштановые суглинки и маломощные глинистые солончаки.

Почвы каменистые и практически не пригодны ни для какой сельскохозяйственной деятельности.

Экономика. Экономiku района определяют, в основном горнорудная и медно-металлургическая промышленность, при резко подчиненном значении животноводства и рыболовства. Основным промышленным объектом в Прибалхашье является Балхашский горно-металлургический комбинат (Корпорация Казахмыс), специализирующийся на добыче и переработке медных руд. В последние годы «Корпорация Казахмыс» испытывает постоянный дефицит в

сырье, в то же время, имеющиеся в районе традиционные месторождения бедных медно-порфировых руд являются низкоэффективными ввиду убогости руд, поэтому в районе ведутся поиски и работы по оценке нетрадиционных для Прибалхашья типов медных месторождений.

Местное население сосредоточено, в основном, в горнорудном поселке Саяк и редких зимовках.



□ - участок работ

Рис.1.1 – Обзорная карта расположения месторождения Каскырказган

ГЛАВА 2. ГЕОЛОГИЯ И ЗАПАСЫ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

2.1 Общие сведения о месторождении

Месторождение Каскырказган расположено в Актогайском районе Карагандинской области, в 60 км от станции Ащюзек железнодорожной линии Балхаш-Актогай, проходящей вдоль северного берега оз. Балхаш.

База партии находится в г. Балхаше, удаленном на 115 км к юго-западу от площади работ. Связь с базой осуществляется по грунтовым дорогам, которые находятся в долинах временных водотоков, где имеются солончаковые почвы, трудно проходимы в осенне-зимний период.

В 70 км на восток от месторождения находится медный рудник Саяк. По направлению к г. Балхаш, на побережье озера Балхаш располагаются рыболовецкие поселки Акулен, Орта-Дересин и др., связанные грунтовыми дорогами. Вдоль линии железной дороги проходит ЛЭП-110, а также водовод от водозабора Токрау до рудника Саяк.

Месторождение с г. Балхаш, ж/д станцией Ащюзек и близлежащими населенными пунктами связано старой полуразрушенной грейдерной автомобильной дорогой.

Рельеф района месторождения мелкосопочный, сменяющийся участками на низкогорные возвышенности. Общий уклон рельефа к югу, в сторону оз. Балхаш, при этом абсолютные отметки изменяются от 550-600 м, в районе месторождения снижаются до 340 м у оз. Балхаш.

Природно-климатические условия территории являются типичными для сухих степей с резко-континентальным климатом, со значительными колебаниями суточных температур, с жарким и сухим летом до +42⁰ и холодной зимой до -44⁰. Атмосферных осадков выпадает мало, 130–150 мм в год. Максимальное количество осадков приходится на весну, минимальное летом. Район характеризуется постоянными ветрами, преимущественно северо-восточного направления, часто превышающими 15 м/сек.

Зима в районе начинается в ноябре и заканчивается в конце марта, окончательно снег сходит в апреле. В зимнее время снега выпадает небольшое количество, но основные затруднения для движения колесного транспорта вызывают перемены и надувы снега в пониженных частях рельефа.

В районе месторождения постоянные водотоки отсутствуют. Воды весеннего снеготаяния по долинам Ащюзек и Кентерлау стекают в оз. Балхаш.

Территория района относится к зоне полупустыни со скудной растительностью: боялыч, полынь, реже ковыль. В долинах развиты светло-каштановые суглинки и маломощные глинистые солончаки.

Почвы каменистые и практически не пригодны ни для какой сельскохозяйственной деятельности.

Экономику работы определяют, в основном горнорудная и медно-металлургическая промышленность, при резко подчиненном значении животноводства и рыболовства. Основным промышленным объектом в Прибалхашье является Балхашский горно-металлургический комбинат (Корпорация Казахмыс), специализирующийся на добыче и переработке медных руд. В последние годы «Корпорация Казахмыс» испытывает постоянный дефицит в

сырье, в то же время, имеющиеся в районе традиционные месторождения бедных медно-порфировых руд являются низкоэффективными ввиду убогости руд, поэтому в районе ведутся поиски и работы по оценке нетрадиционных для Прибалхашья типов медных месторождений.

Местное население сосредоточено, в основном, в горнорудном поселке Саяк и редких зимовках.

2.2 Геологическое строение месторождения

2.2.1 Стратиграфия

В геологическом строении месторождения Каскырмазган принимают участие отложения итмурундинской свиты и породы верхнего ордовика. Породы итмурундинской свиты являются рудовмещающими и представлены эффузивно-осадочными образованиями верхнепротерозойского возраста. Эта свита на месторождении сложена большим количеством горизонтов различных осадочных, эффузивно-осадочных и эффузивных пород основного и среднего состава, преобладающими среди которых являются горизонты спилитов и диабазов.

Кроме этих горизонтов среди свиты выделены горизонты яшмокварцитов, туфолов, кремнистых туфов, алевропилитов, кристаллических сланцев, лавоагломератов, алевролитов.

В юго-западной части месторождения породы итмурундинской свиты с разрывом перекрываются эффузивно-осадочной толщей ордовика, сложенной дацитовыми порфирами и их туфами, алевролитами, гравелитами, песчаниками с прослоями известняков.

Итмурундинская свита (O_2it) в пределах рудного поля, представлена тремя подсвитами:

Нижняя, существенно осадочная подсвита ($O_2 it_1$), фрагментарно отмечена в юго-восточной части месторождения и представлена 400–500 м толщей кремнистых алевролитов с маломощными горизонтами (1-2 м) брекчий, гравелитов и песчаников.

Средняя – спилитовая (рудовмещающая) подсвита ($O_2 it_2$) характеризуется преобладающим развитием (до 80%) спилитов, образующих потоки (покровы) мощностью от 1-2 до 90 м, и их брекчий, с которыми наблюдается пространственная связь рудной минерализации. Шаровая отдельность распознается редко. Спилитовые брекчии, являясь составной частью лавовых потоков, не выдержаны по мощности; наряду с раздувами до 70-80 м, отмечаются и тела мощностью до 1-2 м и менее. Спилитовая составляющая рудных зон интенсивно хлоритизирована. Именно спилитовые брекчии, наряду с развитыми в них зонами дробления и повышенной трещиноватости содержат рудную минерализацию. Диабазы занимают резко подчиненное положение - 12-15%, при этом степень их хлоритизации несоизмеримо меньше, чем у спилитов. Обычно диабазы образуют покровы, но в отдельных случаях предполагается их субвулканическая природа. В составе подсвиты также отмечаются отдельные прослои миндалекаменных «бурых» лав предположительно андезибазальтового состава. Еще один компонент подсвиты - редкие прослои маломощных кремнистых алевролитов.

Мощность подсвиты от 350 до 450 м.

Верхняя подсвита (O_{2it3}) представлена зеленовато-серыми полосчатыми алевролитами с частыми прослоями графитизированных разностей, базальтовыми лавами и литокристаллокластическими туфами. В основании подсвиты отмечен маломощный горизонт (до 1-2 м) туфоконгломератов с обломочным материалом кремнистых алевролитов, миндалекаменных базальтовых порфиритов и красных яшм.

Мощность надрудной подсвиты составляет 250-300м.

Отложения ордовика распространены в юго-западной части рудного поля и залегают с размывом на итмурундинской свите.

2.2.2 Интрузивные образования

На площади рудного поля выделяются интрузивные образования докембрийского и нижнепалеозойского возраста, а также субвулканические тела и дайки верхнего ордовика.

Докембрийские интрузии

В юго-западной части рудного поля, среди метаморфических образований нижнего протерозоя откартирована крупная интрузия биотитовых гранитов, прослеживаемая в северо-западном направлении более чем на 6 км, при ширине 500-600м, частично перекрытая эффузивами итмурундинской свиты. Интрузивный массив вытягивается согласно с простиранием вмещающих амфиболовых кварцитов, содержит ксенолиты амфиболитов. Породы катаклазированы и имеют характерную субпараллельную текстуру, вследствие ориентированного расположения отдельных минералов.

В северо-западной части выходов докембрия, среди амфиболитов, встречается в высыпках щебенка габбро-амфиболитов, возникших за счет первичных габбро-диабазов, а также обломки амфиболовых плагиогнейсов по дацитовым порфиритам.

В виду плохой обнаженности, рвущие тела габбро-диабазов и амфиболовых плагиогнейсов не показаны на прилагаемой карте.

Нижнепалеозойские интрузии

Ультрабазиты широко распространены в пределах рудного поля, слагая узкие глыбовидные тела шириной до 200м, вытянутые в северо-западном направлении согласно простиранию общей структуры. Обычно, это мелкозернистые зеленовато-черные серпентинизированные породы, прорывающие метаморфические породы докембрия, яшмокварциты венда и базальтоиды итмурундинской свиты. Условно отнесены к нижнему палеозою.

Габбро-габбро-диабазы. В юго-западной части площади слагают узкое, шириной до 300м вытянутое в северо-западном направлении лентообразное тело, прорывающее базальты итмурундинской свиты. Кроме этого, имеется еще несколько мелких тел габбро-диабазов. Очевидно, что габбро и габбро-диабазы слагают подводящие каналы эффузивных излияний итмурундинской свиты и совместно с базальтами относятся к производным единого магматического очага. Датируются условно нижним палеозоем.

Субвулканические тела и дайки среднего ордовика. По составу выделяются андезитовые, андезито-дацитовые порфириты, крупнопорфировые плагиоклазовые габбро-диабазы, граносиенит и сиенит-порфиры.

Андезитовые-андезито-дацитовые и диоритовые порфириты. Наиболее

широко распространены, главным образом, в юго-западной части площади, слагая как отдельные изометрические тела до 200м в поперечнике, так и протяженные до 1,5-2 км дайки мощностью до 20м. По сходству состава, вероятно, являются синхронными с образованиями жаманшурукской свиты и датируются верхним ордовиком.

Крупнопорфировые плагиоклазовые габбро-диабазы. В большем количестве встречаются в синклинальной структуре, вмещающей месторождение Каскырказган, а также среди амфиболовых кварцитов докембрия. Условно отнесены к верхнему ордовику. Не исключено, что они имеют более молодой – пермский возраст, так как среди отложений ушмолинской свиты нижней перми присутствуют туфы крупнопорфировых плагиоклазовых базальтов.

Граносиенит-порфиры и сиенит-порфиры. Образуют тела направленной формы и дайки, мощностью 10-15м, имеют розовато-серые тона окраски и содержит калиевый полевой шпат в основной мелкозернистой массе, где он часто преобладает и во вкрапленниках. Среди дайковых образований сиенит-порфиры являются самыми поздними. Возрастная датировка верхним ордовиком условна. При анализе пространственного размещения интрузивных и дайковых образований видно, что все они как докембрийские, концентрируются, главным образом, в одной зоне, совпадающей с осевой частью Казыкского антиклинория, обнажающейся в юго-западной части площади. Далее к юго-востоку, в этой зоне располагаются Каскырказганский массив габбро и гранитоиды Сусызкаринского массива пермского возраста. Следовательно, указанная зона является унаследованной длительно функционирующей магмопроводящей структурой.

2.2.3 Тектоника

В пределах участка развиты разновозрастные толщи, по характеру дислоцированности и степени метаморфизма относящиеся к докембрийскому и венд-нижнепалеозойскому структурным этажам.

Докембрийский структурный этаж представлен амфиболитами, амфиболовыми кварцами, гнейсо-гранитами, габбро-амфиболитами докембрия, слагающими ядерную часть Казыкского антиклинория. Характерны метаморфическая полосчатость, сланцеватость и близкие к вертикальным углам падения.

Венд-нижнепалеозойский структурный этаж состоит из отложений яшмокварцитов венда, базальтоидов итмурундинской и осадочно-пирокластических образований жаманшурукской свит. Степень дислоцированности и метаморфизма значительно меньше. Углы падения 60-70°, породы имеют массивный облик, в плане дешифрируются простые изгибы слоев, субсогласные контурам выходов толщи.

Базальтоиды итмурундинской свиты выполняют синвулканические прогибы между выходами яшмокварцитов и по своей природе приближаются к грабен-синклиналям. Питающие каналы лавовых излияний располагались в донной части палеовпадины и в современном срезе перекрыты более поздними покровами. Углы падения по слоистости в яшмах достигают 60-70°. В рудном поле, с помощью горных выработок и бурения откартирована Каскырказганская палеовулканическая депрессия (вулcano-синклиналь), вмещающая месторождение Каскырказган. На других участках развития вулканитов итмурундинской свиты наличие аналогичных

синвулканических впадин доказываются фрагментарными находками слоистых туфоалевролитов на поверхности и в ранее пройденных шурфах и картировочных скважинах (Т.К. Акшалов, 1986г.). В виду наличия достаточно мощной (до 10м) коры выветривания и чехла рыхлых отложений достоверные границы таких структур по подошве надрудной толщи не установлены и на прилагаемой карте они показаны предполагаемым контуром.

Осадочно-пирокластические образования жаманшурукской свиты слагают одноименную синклиналь в юго-западной части участка, где обнажается ее северо-восточное крыло. Простираение пород северо-западное, углы падения 30-50°.

Рудное поле разбито довольно густой сетью разломов, среди которых выделяются две группы: северо-западного и северо-восточного направления.

Преобладают *разломы северо-западного направления*. Наиболее отчетливо они прослеживаются в породах докембрия, контролируя размещение интрузий ультрабазитов и гнейсо-гранитов, которые имеют узко вытянутую явно приразломную форму. В вулканитах итмурундинской свиты разломы выражены менее ярко. Наиболее протяженный из них контролирующей вытянутую интрузию ультрабазитов, прослеживается в северо-восточной части площади, вдоль разлома произошло опускание юго-восточного блока на 100-150м. Очевидно, что синвулканические структуры северо-западного простираения возникли также главным образом за счет сбросовых движений по разломам того же направления, большинство из которых к настоящему времени погребено.

Разломы северо-восточного направления играют подчиненную роль в формировании структурного плана. Два наиболее выраженных из них пересекают Каскырмаганскую рудовмещающую синклиналь, ограничивая с северо-востока и юго-запада II рудную зону. По своей природе это долгоживущие левосторонние сбросо-сдвиги, заложенные еще до формирования верхнего структурного этажа, что подтверждается ступенчатым смещением интрузии гнейсо-гранитов к юго-западу, а также изгибанием Каскырмаганской синклинали. Разное более чем в три раза, увеличение мощности вулканитов к юго-востоку от нарушения, разделяющего I и II рудные зоны, указывает на их синвулканическую природу.

Установленная структуроподводящая и магмоподводящая роль разломов обоих направлений определяет необходимость отнесения их к числу синвулканических.

Приуроченность к описываемым разломам поздних даек андезитов-дацитов и сиенит-порфиров доказывает их долгоживущий характер.

Совпадение в главных чертах структурного плана докембрийского и вышележащих структурных этажей свидетельствует о преобладающем вертикальном характере движений по рассмотренным системам разломов.

2.2.4 Генезис месторождения

По данным В.В. Двойнина и др. (1970г.) оруденение является эпигенетичным, прожилково-вкрапленным, сформировавшимся вдоль крутопадающих зон дробления после формирования экранирующей алевролитовой толщи, что подтверждается размещением основной массы руд вблизи контакта с надрудной пачкой. Рудоотложение происходило также после внедрения даек и силлов диабазов, так как диабазы в кварц-пирит-халькопиритовыми прожилками. К сожалению, не указывается какие именно

диабазы секутся прожилками, афитовые или крупнопорфировые: первые – синхронны формированию рудовмещающей толщи, вторые – значительно более молодые. Отмечается также, что наличие большого количества лавовых потоков в южной части месторождения, а также субвулканических диабазов, особенно в надрудной толще, является прямым признаком существования здесь вулканического древнего аппарата трещинного типа, а приуроченность руд к спилитовым брекчиям объясняется их повышенной трещиноватостью.

В формировании месторождения выделено три этапа минерализации:

- *предрудный* – процесс интенсивной хлоритизации, окварцевания и пиритизации вмещающих пород;

- *рудный* - характеризуется двухстадийным развитием кварц-сульфидной минерализации: пирит-халькопиритовый и борнит-халькопиритовый. Заметим, выделение борнит-халькопиритового этапа представляется недостаточно обоснованным - на всем рудном поле, борнит отмечен только в одном пересечении одной скважиной, что скорее отмечает начало 2-го этапа, но никак не его завершение.

- *пострудный* – образование кварцевых, кварц-карбонатных и карбонатных прожилков, иногда содержащие переотложенные сульфиды.

По многочисленным пересечениям рудных жил различного состава констатируется, что формирование месторождения происходило в активной тектонической обстановке. Геохимическая и минералогическая зональность не обнаруживается. В.В. Двойнин, в процессе разведочных работ отстаивает генетическую связь месторождения с гранитоидами верхнего палеозоя, приводя в числе доказательств в частности близость крупной Сусызкаринской интрузии с медепроявлениями в эндо- и экзоконтактах присутствие даек андезит-дацитового состава верхнего палеозоя, указывающих на наличие очага кислой магмы.

К.С.Газизова относит месторождение к колчеданному типу, считая вмещающие породы и руды производными единого магматического очага.

Результаты тематических работ Каз.ИМСа, проведенных в 1989г. позволили рассмотреть месторождение Каскырказган, как вулканогенное медноколчеданное, возникшее гидротермально-осадочным путем, синхронно с вмещающей толщей базальтоидов, что обусловило стратиформный облик рудных залежей.

Рудные зоны на месторождении по их мнению имеют стратифицированный характер, так как отчетливо прослеживаются с юго-востока на северо-запад более чем на 6 км, обнажаясь на крыльях изученной части Каскырказганской синклинали, строго следуя ее изгибам. Руды локализуются, главным образом, на двух уровнях: вблизи подошвы эффузивной подсветы и в ее верхней приконтактной части, на границе с перекрывающей эффузивно-осадочной пачкой.

При этом наиболее богатые и мощные залежи приурочены к верхнему уровню рудоотложения (I и II рудные зоны). В рудоносности III и IV рудных зон существенную роль играет нижний уровень локализации.

Характерна пространственная ассоциация руд с гематитизированными базальтами и яшмами, а также серыми кремнями. К числу признаков гидротермально-осадочного генезиса следует также отнести наличие колломорфных массивных и слоистых текстур руд, простой халькопирит-пиритовый состав, отсутствие выраженной рудно-геохимической зональности и резкий контакт с породами висячего бока – кремнистыми алевролитами надрудной пачки. В то же время, не наблюдается выраженного контроля оруденения

тектоническими нарушениями или зонами дробления. Вероятно, рудообразование происходило в донной части локальных синвулканических впадин за счет поступавших гидротермальных растворов, которые на пути просачивания метасоматически изменяли вмещающие породы и формировали прожилково-вкрапленные руды, а достигнув дна, отлагались на его поверхности в виде тонкодисперсных массивных и полосчатых кремнисто-сульфидных руд. По мере развития процесса ранее отложенные руды неоднократно подвергались дроблению и перекристаллизации. Судя по положению рудных тел в разрезе максимальное рудоотложение приурочено к моменту прекращения интенсивной эффузивной деятельности, то есть после формирования нижней, продуктивной толщи и перед началом формирования надрудной: указанный стратиграфический уровень наиболее перспективен для поисков меди. Рудообразующий процесс продолжался и позднее, в период накопления эффузивно-осадочной верхней подсветы, что подтверждается повышенной насыщенностью туфогенно-кремнистых прослоев вкрапленностью сингенетического пирита, в связи с чем здесь предполагалось обнаружение стратифицированных залежей медных руд.

Наблюдаемые в настоящее время рои разновозрастных даек основного и, реже, кислого составов, насыщающие, в частности, ядерную часть рудоносной Каскырказганской синклинали, свидетельствуют о длительной во времени, высокой степени проницаемости донных частей синвулканических впадин, вмещающих залежи медноколчеданных руд. Вероятно формирование упомянутых структур происходило за счет проседания кровли над очагами базальтовой магмы, поставившими на поверхность вулканический материал и рудоносные растворы. Есть основания предполагать, что активность магматических очагов сохранялась до верхнего палеозоя включительно.

Перспективы рудного поля, с изложенной точки зрения на формирование руд, предполагались в возможности обнаружения новых рудных залежей на доступных глубинах (до 500м) в северном непоискованном борту, и особенно в донной части, на всем протяжении Каскырказганской синклинали, к северо-западу, включая участки ее поворота на северо-восток, а также в обособленных синклинальных структурах в северной части рудного поля, выполненных продуктивными отложениями Итмурундинской свиты.

2.2.5 Морфология рудных тел

Рудные тела месторождения имеют сложную морфологию и представлены линзо- и жиллообразными залежами с резко изменчивой мощностью, невыдержанным содержанием и относятся к третьей группе по классификации ГКЗ РК по сложности геологического строения.

Промышленные содержания меди установлены в 1-ой (до 90% запасов) и 3-ей рудных зонах. Представления о морфологии рудных тел менялись в зависимости от степени разведанности месторождения. При разведке по сети 100x100, 100x200 (работы 1962-1965 гг.) считалось, что выявленные рудные тела (№№1,2,3) приурочены к вытянутым тектоническим зонам и непрерывно прослеживаются на глубину до 500-600 м.

В 1970 г. с целью уточнения морфологии рудных тел, в центральной части 1-ой рудной зоны, между разведочными линиями 9-12, по сети 50x50 м до глубины 200 м был разведан экспериментальный блок. В результате вместо известных ранее

трех, было выявлено пять рудных тел параллельных друг другу. Было установлено, что рудные тела представлены жилообразными залежами сложной формы с ответвлениями по падению и простиранию и линзообразными раздувами, а также сериями сближенных маломощных рудных залежей, нередко кулисообразного строения. Имеются случаи резкого выклинивания рудных тел. Мощность рудных тел в линзообразных раздувах колеблется от 2-3 до 35 м (разведочная линия 9).

По простиранию рудные тела 1, 2 и 3 являющиеся самыми крупными на месторождении, ветвятся, имеют пережимы и раздувы. С устойчивой и относительно большой мощностью (10-15 м), они без разветвлений прослеживаются на расстоянии 300-400 м. Наиболее сложной морфологией рудные тела №№1 и 2 характеризуются на флангах и с глубины 200 м. По падению тела прослежены до глубины 300-350 м. Рудные тела 4 и 5 Первой рудной зоны мелкие. Прослежены они тремя разведочными линиями (9-12) на расстояние 330 м, а по падению до глубины 220 м. Средняя мощность тел составляет 4-5 м при вариациях от 1 до 30 м.

Рудные тела 4 и 5 также жилообразной формы, усложненной разветвлениями по падению и простиранию. Отмечены случаи резкого выклинивания оруденения и появления новых рудных тел. Подземные горные выработки подтвердили правильность увязки рудных тел по результатам бурения, позволили уточнить условия локализации основных запасов медных руд и более детально изучить морфологию рудных тел. Установлено, что рудные тела представлены серией крутопадающих жил 10-20 см мощности, кварц-пирит-халькопиритового состава, северо-западного и субширотного простирания, между которыми развиты разноориентированные маломощные прожилки и вкрапленность кварца, пирита и халькопирита. Более мощные (10-25 см) жилы приурочены к трещинам отрыва и скола. Морфология маломощных прожилков часто подчинена структурным особенностям вмещающих спилитов и спилитовых брекчий - подушечное строение и петельчатая текстура.

Вторая рудная зона, практически является продолжением Первой. Представлена двумя параллельными рудными телами, которые по строению аналогичных рудным телам Первой зоны.

В рудных телах 1 и 2 рудных зон оруденение приурочено к хлоритизированным и окварцованным спилитам и спилитовым брекчиям средней подсвиты итмурундинской свиты и характеризуется неравномерным распределением полезного компонента, представленного в основном халькопиритом в виде вкрапленности, гнездообразных выделений, жил и прожилковых образований. Коэффициент вариации для рудных тел колеблется от 28 до 69% и только в одном случае (скв.51) составил 104%. По внутреннему строению рудные тела разных рудных зон месторождения практически не отличаются. По восстанию и падению они сменяются кварц-пиритовыми жилами и прожилками с убогой вкрапленностью халькопирита.

2.3 Характеристика рудных зон месторождения Каскырказган

На месторождении предшественниками выделялось четыре рудные зоны, последовательно протягивающиеся с юга-востока на северо-запад на расстояние порядка 5 км. Все они расположены в спилитовой толще средней подсвиты итмурундинской свиты среднего ордовика, локализуясь в зонах интенсивного

метасоматоза, достигающего моноклоритовой стадии. Также отмечаются кварц-хлоритовые и хлорит-кварцевые разновидности рудовмещающих метасоматитов, причем нередко содержащие рассеянную вкрапленность пирита. На периферии рудных зон иногда отмечается развитие кварц-карбонатных и карбонатных прожилков, а на восточном фланге рудной зоны 1 отмечена эпидотизация в виде гнезд и маломощных прожилков. Залегание рудных зон с вмещающими породами согласное. Форма тел жилообразная или линзовидная. На поверхности рудные зоны четко фиксируются развалами бурых железняков, образовавшихся в зоне окисления первичных сульфидных руд. В результате проведенных разведочных работ промышленное значение играют только рудные зоны 1 и 3.

Рудная зона 1 является наиболее крупной зоной месторождения и в её рудных телах сосредоточены основные запасы месторождения. Зона состоит из пяти рудных тел и большого количества мелких линз. *Рудные тела 1 и 2* расположены на расстоянии 10-20 м и между собой почти параллельны. В зоне окисления эти рудные тела сливаются друг с другом и выходят на поверхность под небольшим чехлом четвертичных отложений. Мощности рудных тел изменчивы, колеблются от первых метров до 35 м. Рудные тела прослежены отдельными скважинами до глубины 500 м, при этом признаков выклинивания по ним не наблюдается. *Рудное тело 3* расположено к юго-западу от рудного тела 2 на расстоянии 40-50 м. Оно состоит из нескольких линз, расположенных параллельно рудным телам 1 и 2. Длина рудного тела 450 м, мощности изменчивы и не превышают первых метров. Все эти рудные тела выделены условно, поскольку на глубине они часто сливаются. По результатам собственных работ в 2009г. подтверждено наличие трех основных рудных тел, уточнены их границы и взаиморасположение. Кроме того, в результате качественного бурения, выход керна составил 85%, процентное содержание меди составило в среднем 1,26%, вместо 0,97-1,1%.

Окисленные руды зоны окисления представляют собой сопровождающие сульфидные рудные зоны и залегающие над ними залежи, оконтуренные по данным опробования канав и скважин до границы зоны окисления на глубине 30-35м. В рудной зоне 1 окисленные руды выделяются над уровнями сульфидного оруденения (с 1-го по 3-ий) как рудные тела 1(ок), 2(ок), 3(ок) и несколько мелких линз, каждая из которых опирается на единичную выработку.

Рудная зона 2 Промежуточная расположена к западу от рудной зоны 1 и является её продолжением в соседнем тектоническом блоке. Длина зоны 800 м, состоит из двух выделяемых условно и близко расположенных друг от друга рудных тел, также выходящих на поверхность под незначительным чехлом элювия. Мощность зоны изменчива и не превышает первых метров. На глубину зона прослежена до 200 м. При работах 2009-10гг. был сделан вывод о непромышленном характере оруденения Промежуточной рудной зоны.

Рудная зона 3 также состоит из нескольких маломощных рудных тел, находящихся в двух километрах к северо-западу от Промежуточной рудной зоны. Общая длина зоны около 500 м. На глубине 100 м она выклинивается. Перспективы рудной зоны 3 недооценены, так как работы прошлых лет были проведены с низким качеством и без учета геологической ситуации.

В рудной зоне 3 большая часть руд относится к окисленным и формирует два рудных тела сложной формы, изгибающиеся в виде синклинальной складки одно над другим и нескольких линз, являющихся частями этих рудных тел в виде

крыльев складки, распространяющихся до границы зоны окисления. Глубже на продолжении окисленных залегают сульфидные руды до глубины в среднем 50-60м, максимум 110 м в профиле 32.

Рудовмещающей толщей являются согласные с залеганием пород горизонты спилитовых брекчий, зоны дробления и повышенной трещиноватости. Рудные тела простираются обычно по азимуту 300-310° с северо-восточным падением под углами 65-80°, иногда переходя к вертикальным и представляют собой серию сближенных крутопадающих, иногда бессистемно расположенных и взаимопересекающихся кварцево-сульфидных жил, пиритовых и халькопиритовых прожилков, секущих хлоритизированные породы. Мощность прожилков колеблется в пределах от нескольких миллиметров до первых сантиметров. По зальбандам кварцево-сульфидных жил развивается зона вкрапленных руд с тонкими нитевидными халькопиритовыми прожилками. Участки сплошных массивных сульфидов отмечены только в Первой, наиболее богатой рудной зоне. Густота кварцево-сульфидных жил в рудных зонах неравномерна и интенсивность сульфидной минерализации в прожилках неодинакова. Для первичных руд характерны прожилковые, прожилково-вкрапленные и рассеянно-вкрапленные разновидности. По минералогическому составу выделяются кварц-пиритовые, пирит-халькопиритовые и пирит-борнит-халькопиритовые руды.

Рудная зона 4 была выделена в результате прогнозных исследований и при проверочном бурении не подтвердилась.

Таблица 2.1 – Параметры основных рудных тел

Границы по простираению	Длина р.т, м	Горные выработки, на которые опирается рудное тело		Мощность рудного тела, м		Максимальная глубина разведки р.т, м
		Скважины	Канавы	от	до	
Рудная зона 1						
<i>Окисленные руды</i>						
р.т.1 (ок.)	819,0	19	13	63,9	8,1	25,9
р.т.2 (ок.)	111,1	1	3	7,5	3,5	24
р.т.3 (ок.)	558,3	8	9	48,7	8,2	24,5
<i>Сульфидные руды</i>						
р.т.1	773,7	38	-	3,69	21,0	455,0
р.т.2	646,8	34	-	3,02	24,7	390,2
р.т.3	915,3	56	-	1,2	33,4	497,0
р.т.4	252,1	18	-	1,23	16,2	283,8
р.т.5	370,0	23	-	1,5	29,4	336,3
Рудная зона 3						
<i>Окисленные руды</i>						
р.т.6 (ок.)	708,5	19	7	3,18		27,8
р.т.7 (ок.)	265,0	9	3	0,42		27,0
<i>Сульфидные руды</i>						
р.т.6	436,5	8	-	1,7		110
р.т.7	118,3	3	-	3,5		95,7

2.4 Гидрогеологические условия разработки месторождения Каскырказган

В 1968-70 гг. на территории района месторождения на площади 5637 км² была проведена гидрогеологическая съемка масштаба 1:200 000. Характерными особенностями гидрогеологического режима месторождения являются застойный характер вод, плохая дренируемость и проницаемость пород, что обуславливает формирование подземных вод низкого качества с высокой степенью минерализации.

Гидрогеологические условия месторождения простые, поверхностные водотоки отсутствуют, а подземные воды связаны с зоной открытой трещиноватости пород итмурундинской свиты, мощность которой 30-40 м, а вдоль тектонических нарушений до 50-60 м. По данным проходки скважин на глубину до 300-400 м трещиноватость пород низкая, преобладают трещины скалывания. При проходке квершлага шахты породы оказались практически безводными. Удельные дебиты скважин 0,06-0,5 л/сек. Водопроницаемость пород низкая, большинство трещин заполнены продуктами выветривания. С глубины 18-20 м трещиноватость заметно уменьшается, а с глубины 40-60 м преобладают трещины скалывания. Коэффициент фильтрации составляет 0,5-1,12 м/сутки, в среднем – 0,7 м/сутки.

Водовмещающими породами являются трещиноватые алевриты, спилиты, базальтовые и диабазовые порфириты, туффиты, кварциты, конгломераты, диабазы и плагиопорфириты, смятые в крутые складки. Складчатые структуры осложнены многочисленными разломами.

Подземные воды, в целом, безнапорные. Обводненность отложений незначительная, дебиты скважин колеблются от 0,7 до 5 л/сек, при понижениях уровня воды на 10-12,6 м.

Питание подземных вод осуществляется, в основном, за счет инфильтрации атмосферных осадков зимне-весеннего времени. Эти осадки составляют 40-50% годовых, являются основным источником пополнения ресурсов подземных вод.

Осадки теплого периода расходуются преимущественно на испарение и транспирацию растительностью, поэтому роль их в питании подземных вод незначительная. Только ливневые дожди вызывают подъем уровня вод на 0,1-0,3 м.

Питание подземных вод происходит также за счет подземного стока из расположенных гипсометрически выше соседних областей, особенно по зонам тектонических нарушений, протягивающимся на десятки километров с северо-запада на юго-восток. Разгрузка подземных вод в пределах месторождения происходит за счет подземного оттока, испарения и транспирации растительностью. Подземный отток происходит на юг и юго-восток, преимущественно по зонам тектонических нарушений.

Подземные воды месторождения пресные и слабосоленые с минерализацией 0,8-1,2 г/л. В связи с наличием местного питания (горы Тюретай, Каскырказган) здесь формируются пресные воды простого выщелачивания. И только в 1,0-1,5 км западнее месторождения из-за засоленности покровных образований минерализация вод несколько повышается (до 1,2 г/л).

По химическому составу воды сульфидные, сульфатно-гидрокарбонатные, натриево-кальциевые. Формирование химического состава вод происходит за счет поступления солей с атмосферными осадками, выщелачивания растворимых

компонентов из водовмещающих пород и покровных образований, окисления пирита и халькопирита. Воды пригодны для технических целей.

2.5 Технологические и физико-механические свойства руд

2.5.1 Вещественный и химический состав медных руд

Изучение вещественного состава и технологических свойств сульфидных руд месторождения Каскырказган проводилось в лаборатории обогащения Центрально-Казахстанского геологического Управления ЦКГУ (г. Караганда) в 1963 и 1965 гг. на двух технологических пробах - №1, №2 весом 200 и 220 кг., отобранных из керна буровых скважин рудной зоны 1. Основным ценным компонентом в руде является медь с содержанием 1,05% и 0,5%, соответственно, в пробах 1 и 2.

Руды месторождения представлены двумя типами: *первичные медноколчеданные*, заключающие 97% запасов месторождения и *окисленные* (3%).

Зона окисления на месторождении достигает глубины 30-40 м и представлена глинисто-лимонит-ярозитовыми образованиями с примазками малахита и азурита. В зоне окисления концентрации меди составляет 0,3%. Технологические свойства окисленных руд практически не изучены. Отнесены они к категории труднообогатимых (упорных).

Первичные руды сложены халькопиритом и пиритом, которые образуют тесные сростания друг с другом с размером кристаллов до 1 мм, преобладающая фракция 0,1–0,2 мм. Реже встречается борнит и крайне редко – сфалерит, пирротин, молибденит, арсенопирит, пентландит, блеклая руда, арсенопирит, магнетит, гематит, галенит, линнеит, марказит.

Из нерудных минералов наиболее распространены хлорит и кварц, мало распространены кальцит, сидерит, гипогенный гипс, редко встречается рутил и графит.

Наиболее распространенной текстурой руд является прожилковая, реже встречаются руды массивной и вкрапленной текстур.

Структуры руд разнообразны и обусловлены длительным временем формирования месторождения и различными условиями образования минералов в отдельные стадии. Установлены следующие структуры:

- колломорфная (характерна для пирита, выполняющего пустоты в кварце);
- катаклаза (зерна пирита раздроблены и цементируются кварцем или сульфидами);
- периферических оторочек (сростания халькопирита и борнита или халькопирита и сфалерита);
- субграфические сростания (халькопирита и сфалерита);
- распада твердых растворов (эмульсионная вкрапленность халькопирита в сфалерите);
- петельчатая (отложения сидерита в зернах халькопирита по трещинам);
- пластинчатая (характерна для выделений рутила и гематита).

Элементы примеси в рудах месторождения Каскырказган довольно значительны по количеству элементов, но содержания их (за исключением кобальта) незначительны.

Из редких и рассеянных элементов наиболее широко развит кобальт(таблица 2.2), содержание которого в руде колеблется от 0,006–0,009% до

0,01–0,05%. Установлены две формы нахождения кобальта. Он входит в состав сульфидов, главным образом, в пирит и халькопирит, а также образует самостоятельный минерал линнеит, образующийся в заключительные стадии рудообразующего процесса.

Из медесодержащих минералов основными являются малахит, азурит и хризоколла.

Таблица 2.2 –Содержание редких и рассеянных элементов в технологических пробах месторождения Каскырмазган и продуктах обогащения

Элементы	Технологические пробы		Медный концентрат		Пиритный концентрат	
	№1	№2	проба №1	проба №2	проба №1	проба №2
Свинец, %	0,06	0,15	0,015	0,01	сл.	0,04
Цинк, %	0,05	0,02	0,23	0,42	0,07	0,14
Кобальт, %	0,009	0,006	0,016	0,004	0,044	0,052
Молибден, %	0,003	0,008	0,007	-	0,007	-
Рений, %	сл.	0,0001	0,0008	0,0001	0,0008	0,0001
Таллий, %	0,0002	0,0001	0,0004	0,0004	0,00028	0,00016
Галлий, %	0,0035	-	0,0003			
Германий, %	0,0001	-	0,0001			
Золото, г/т	сл.	нет	0,2	нет	0,5	нет
Серебро, г/т	1,8	4,9	14,5	22,9	5,0	6,0
Селен, %			0,0069	-	0,0059	
Теллур, %			0,112	-	0,0032	

Химический состав медно сульфидной руды месторождения Каскырмазган представлен в таблице 2.3.

Таблица 2.3 –Результаты химического анализа руды

Элементы и оксиды	Содержание, %		Элементы и оксиды	Содержание, %	
	проба №1	проба №2		проба №1	проба №2
Марганец, Mn	0,07	0,1	Золото, Au (г/т)	0,12	
Кремнезем, SiO ₂	48,92	45,12	S _{общ.}	7,30	0,33
Сера, Ag (г/т)	2,3		As	0,005	<0,003
Железо, Fe	14,76	15,19	Sb	0,003	0,005
Оксид кальция, CaO	0,91	1,54	Натрий, Na	0,13	0,13
Оксид магния, MgO	2,1	1,5	Калий, K	0,05	0,21
Никель, Ni	0,008	0,01	Оксид алюминий, Al ₂ O ₃	9,0	12,66
Свинец, Pb	0,025	0,01	Медь, Cu	1,33	0,85
Кобальт, Co	0,014	0,022	Цинк, Zn	0,072	0,03

2.5.2 Лабораторные технологические исследования

Лабораторные исследования медноколчеданных руд проводились по флотационной схеме аналогичной действующей схеме обогащения на Балхашской обогатительной фабрике. Схема включала: дробление до 25 мм, две стадии измельчения до 60% класса 0,074 мм, основную флотацию и переочистные операции медного концентрата. Из хвостов медной флотации получен пиритный концентрат. Выполненные лабораторные исследования по обогащению медноколчеданной руды месторождения Каскырмазган показали, что из этих руд возможно получение высокосортного медного концентрата с содержанием меди

23% при извлечении 91%, а также получение пиритного концентрата с кондиционным содержанием серы 45-46%.

В 2009-2010гг. две технологические пробы (одна по окисленной части и одна по медноколчеданным рудам) были направлены для исследований в КАЗМЕХАНОБР.

Медноколчеданная проба весом 337 кг с содержанием меди 1,33% была протестирована методом флотации. Исследовалась различная степень измельчения и подбирался ряд флотореагентов. Результаты испытаний представлены в таблице 2.4.

Таблица 2.4 – Технологические показатели испытаний замкнутых опытов с получением медного концентрата марки КМ-4 в 2009-10гг.

Наименование	Выход, %	Содержание меди, %	Извлечение меди, %
Медный концентрат	5,1	23,8	89,26
Хвосты	94,9	0,15	10,74
Руда	100,0	1,36	100,0
Медный концентрат	5,3	23,5	90,9
Хвосты	94,7	0,13	9,1
Руда	100,0	1,37	100,0
Медный концентрат	5,1	24	89,34
Хвосты	94,9	0,15	10,66
Руда	100,0	1,37	100,0

Получен кондиционный медный концентрат со средним содержанием меди в нем 23,8% и извлечением 89,26% при поддержании рН 9,5. По реагентам, участвующим в процессе получены следующие количества: известь – до рН 9-9,5, цианид натрия NaCN 50 г/т, сернистый натрий Na₂S – 100 г/т, КХ бутиловый – 200 г/т, МИБК – 50г/т.

2.5.3 Физико-механические свойства руды

Физико-механические свойства руды зависят от свойств рудовмещающих пород и степени их насыщенности рудной минерализацией. К ним относятся: плотность, насыпной вес, пористость, влажность, крепость, угол естественного откоса, промывистость. Физико-механические свойства сульфидной и медноколчеданной руды приведены в таблице 2.5.

Таблица 2.5 Физико-механические свойства сульфидной руды

Показатели	Ед. изм.	Руда	
		Сульфидная	Медноколчеданная
Плотность	г/см ³	2,99	2,8
Насыпной вес	г/см ³	2,06	1,77
Пористость	%	27	36
Влажность	%	0,2	2,5
Крепость по шкале Протоdjяконова	-	19,5	12
Угол естественного откоса	градус	34	43

2.5.4 Радиологические испытания пробы сульфидной медноколчеданной руды месторождения Каскырмазан

По регламенту ДГП ГНПОПЭ «Казмеханобр» перед проведением технологических исследований рудное сырье в обязательном порядке тестируется на радиоактивность. Проба медной руды месторождения Каскырмазан представлена на исследование истертым материалом. Исследования проводились радиометром- дозиметром «РКС-01-СОЛО» зав. №006, сертификат о поверке №ВА.17.04-10579 от 30.11.10.

Значение окружающего природного фонда:

- мощность эквивалентной дозы (МЭД) γ -излучения -0,15 мкЭв/ч;
- плотность потока α – частиц – 0,0 част./мин.см²
- плотность потока β – частиц – 0,0 част./мин.см²

По своим физическим характеристикам проба руды месторождения Каскырмазан не токсична, не взрывоопасна и не пожароопасна.

Превышение допустимого уровня МЭД γ -излучения не обнаружено.

Превышения плотности потока α , β – частиц не обнаружено.

Результаты анализа проб сведены в таблицу 2.6.

Таблица 2.6 – Результаты радиологических испытаний

Проба	Плотность потока α – частиц, част./мин.см ² ±20%	Плотность потока β – частиц, част./мин.см ² ±20%	Мощность эквивалентной дозы (МЭД) γ -излучения, мкЭв/ч±15%
Проба №1	0	0	0,14

2.6 Запасы полезных ископаемых для открытых горных работ

Протоколом ГКЗ РК №1487-14-А от 13 декабря 2014 года утверждены следующие параметры промышленных кондиций для подсчета запасов окисленных и сульфидных (первичных) медных руд месторождения Каскырмазан для условия открытой отработки:

- бортовое содержание меди в пробе для выделения рудных интервалов - 0,3%;
- минимальная мощность рудного тела, включаемого в подсчетный контур (при меньшей мощности, но высоком содержании меди руководствоваться соответствующим метропроцентом) - 1,5 м;
- максимальная мощность пустых прослоев или некондиционных руд, включаемых в подсчет - 3,0 м.
- запасы сульфидных медных руд за контурами проектных карьеров подсчитать при бортовом содержании меди в пробе 0,7% и отнести к забалансовым.

Учитывая отсутствие промышленной технологии переработки, запасы окисленных медных руд месторождения Каскырмазан в контуре открытой отработки отнести в забалансовую категорию.

Запасы сульфидных медных руд месторождения Каскырмазан подсчитанные в контуре открытой отработки по состоянию на 13.12. 2025 г. утверждены Протоколом ГКЗ РК №1487-14-А от 13.12.2014 г. и приведены в

таблице 2.7.

Таблица 2.7 – Запасы сульфидных медных руд месторождения Каскырмазган по состоянию на 01.01.2025 г.

Показатели	Ед. изм.	Балансовые запасы категорий			Забалансовые запасы
		C ₁	C ₂	C ₁ +C ₂	
Медь					
Всего по месторождению					
Руда	тыс. т		29200,0	29200,0	4600,0
Медь	тыс. т		133,1	133,1	19,8
Среднее содержание	%		0,46	0,46	0,43
Молибден					
Молибден	т		3696,1	3696,1	496,74
Среднее содержание	%		0,013	0,013	0,011

2.7 Эксплуатационная разведка

В целях повышения достоверности морфологии залегания разведанных запасов, качественного состава руд, изученности горно-геологических и других условий их отработки, на месторождении проводится эксплуатационная разведка.

Своевременное проведение эксплуатационной разведки для уточнения и достоверной оценки величины и структуры запасов полезного ископаемого предусматривается в рамках мероприятий в области охраны недр при разработке месторождения.

На месторождения на весь период отработки предусматривается геологическое и маркшейдерское обеспечение горных работ, проведение эксплуатационной разведки, в соответствии с нормативными документами по недропользованию, действующими на территории Республики Казахстан.

Основными задачами эксплуатационной разведки являются:

- уточнение контуров рудного тела по площади и на глубину, выделение сортов руд, некондиционных участков;
- дополнительное изучение вещественного состава и свойств полезного ископаемого (включая проведение геолого-технологического картирования) для уточнения технологических схем его переработки;
- оперативный подсчет запасов по выемочным участкам, учет их состояния и движения;
- перевод запасов в более высокую категорию;
- детализация инженерно-геологических условий эксплуатации.

По целевому назначению и времени проведения эксплуатационной разведки подразделяется на опережающую и сопровождающую.

Опережающая разведка должна обеспечить резерв подготовленных запасов в объеме не менее 1-годовой добычи. Результаты опережающей эксплуатационной разведки используются для составления локальных проектов, пересчета запасов по выемочным единицам, определения плановых потерь и разубоживания.

Сопровождающая эксплуатационная разведка по времени совпадает с подготовительными работами и будет проводиться в течение первых трех лет для уточнения контуров рудных тел, корректировки очистных работ, управления качеством и контроля за полнотой выемки полезного ископаемого, учета

фактических потерь и разубоживания руды.

С целью определения химического состава руд производится опробование 10 м рудных интервалов, соответствующих высоте уступа.

Основным видом сопровождающей эксплуатационной разведки является опробование шлама технологических буровзрывных скважин. Скважины опробуются через ряд, по одной пробе на скважину.

Методика эксплуатационной разведки работ будет совершенствоваться при добычных работах.

ГЛАВА 3. ОТКРЫТЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ

3.1 Существующее состояние горных работ и рельеф местности

Месторождение Каскырмазан относится к меднопорфировым месторождениям недифференцированной базальтовой вулканогенной формации. Месторождение ранее не разрабатывалось ни открытым ни подземным способом.

Геологические особенности месторождения изучены хорошо, установлены главные структурные условия локализации рудных тел и медного оруденения.

Ранее месторождение Каскырмазан было известно как рудопроявление Сесюмбай, и было оценено в качестве объекта имеющего промышленное значение в 1961г. по результатам работ масштаба 1:10 000 Балхашской геофизической партии.

ТОО «Улы-Тау К» в 2009 и 2010гг. проведен комплекс геологоразведочных работ – бурение, горные работы, опробование и т.д., соответствующий стадии детальной разведки и обеспечивший хорошую достоверность полученных результатов, достаточную для технико-экономического обоснования кондиций и пересчета запасов.

Запасы месторождения утверждены Протоколом ГКЗ РК №1487-14-А от 13.12.2014 года и приведены в разделе 2.

План рельефа местности с высотными отметками представлен на рис. 3.1.

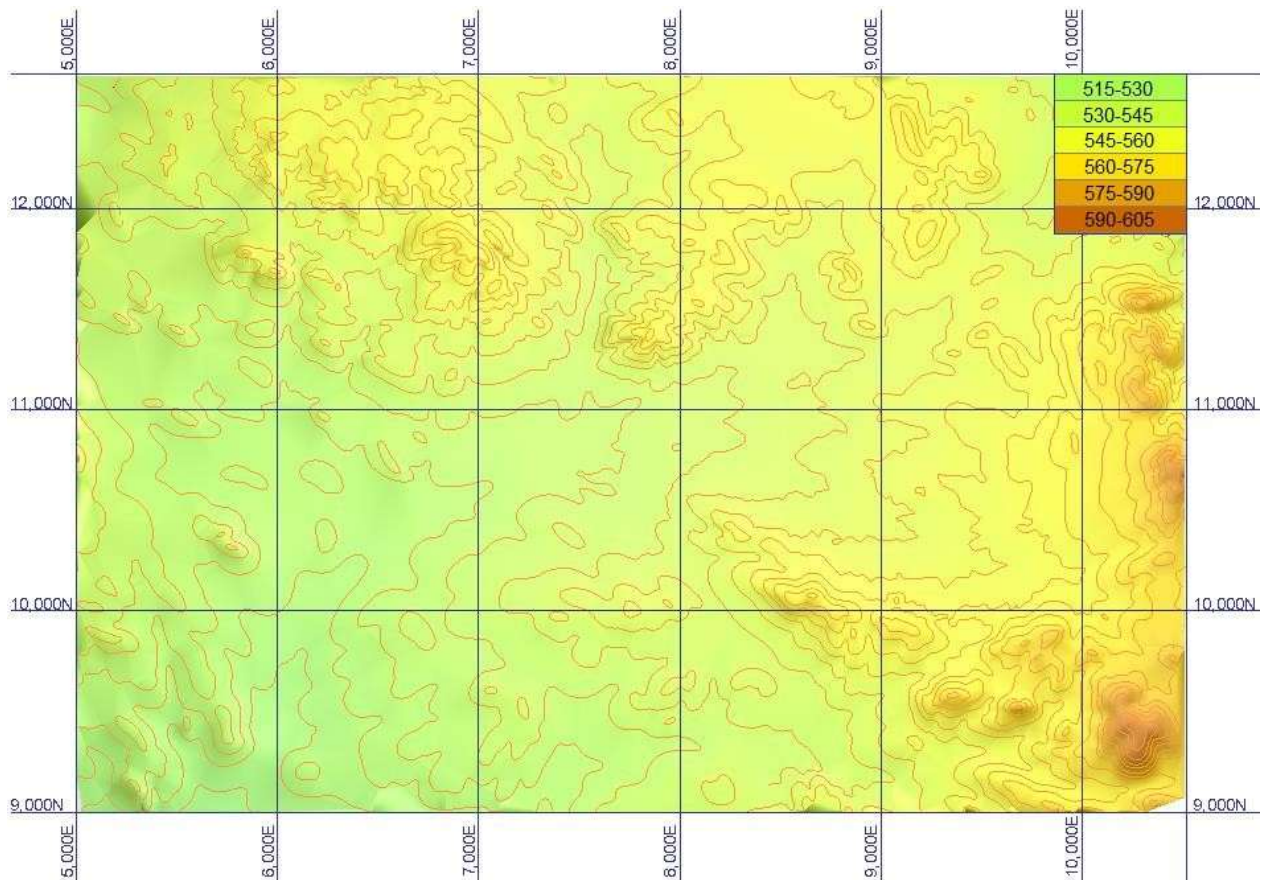


Рис. 3.1– План рельефа местности

3.2 Горнотехнические условия разработки. Виды и методы работ по добыче полезных ископаемых

Район месторождения относится к слабосейсмичным.

Анализ геологических, инженерно-геологических, географо-экономических, климатических и технологических сведений о рассматриваемом месторождении позволяют прогнозировать следующие горнотехнические условия его разработки:

1. Данные о слагающих породах свидетельствуют, что наличие плотных, скальных разновидностей горной массы требует применения буровзрывных работ для их предварительной подготовки к выемке. Физико-механическая характеристика основных горных пород приведена в таблице 3.1.

2. Показатели объемного веса изучены хорошо, среднее $2,5 \text{ т/м}^3$ для вскрышных пород, $2,99 \text{ т/м}^3$ для руд. Данные о слагающих породах свидетельствуют, что наличие плотных, полускальных и скальных разновидностей горной массы требует применения буровзрывных работ для их предварительной подготовки к выемке.

3. Гидрогеологические условия месторождения простые, поверхностные водотоки отсутствуют, а подземные воды, в целом, безнапорные и обводненность отложений незначительная. Подземные воды, в целом, безнапорные, обводненность отложений незначительная. По данным проходки скважин на глубину до 300-400 м трещиноватость пород низкая, преобладают трещины скалывания.

4. Свойства горных пород и руд, условия их залегания, климатические условия и масштабы предстоящей деятельности обуславливают применение цикличной технологии производства вскрышных и добычных работ с использованием гидравлических экскаваторов в комплексе с автомобильным транспортом. В этих условиях предполагается следующий состав технических средств комплексной механизации основных производственных процессов:

- дизельные буровые станки типа EPIROC DM75D;
- гидравлические экскаваторы типа Hitachi EX1200-7с вместимостью ковша 7 м^3 в исполнении «обратная лопата» - на добычных и вскрышных работах;
- автосамосвалы типа LGMG MT95H грузоподъемностью 65 т;
- вспомогательное оборудование: бульдозер, автогрейдер, автозаправщик, водовоз, водоотливная установка.

В случае производственной необходимости указанные модели оборудования могут быть заменены на аналогичные по типоразмеру. При этом не должно быть допущено нарушение требований безопасности и ухудшение проектных технико-экономических показателей.

5. Наличие плодородных и потенциально плодородных почв в зоне производства горных работ требует предварительного их снятия и временного складирования для последующего использования при рекультивации нарушенных земель.

Детальное обоснование указанных типов оборудования и потребное их количество приведены в соответствующих разделах проекта.

Таблица 3.1 – Физико-механическая характеристика горных пород и руд

Порода	Объемный вес, т/м^3	Угол внутреннего трения	Сцепление, кг/см^2
Кварциты	2,4 - 2,64	36	500,0

Порода	Объемный вес, т/м ³	Угол внутреннего трения	Сцепление, кг/см ²
Диабазы	2,45 - 2,95	30	460,00
Лавобрекчии	2,5 - 2,7	35,5	380,00
Спилиты	2,6 - 2,75	36	240,00

3.3 Границы и параметры карьера

Учитывая границы экономической и технологической целесообразности отработки запасов и морфологию рудных тел, месторождение будет разрабатываться карьером. Границы карьера отстраивались с учетом полного включения в контуры утвержденных запасов сульфидных руд, с попутной добычей окисленных (забалансовых) руд при минимально возможном объеме вскрышных пород и обеспечении безопасных условий по устойчивости бортов. Угловые точки участка добычи (карьера) указаны в таблице 3.2.1.

Таблица 3.2.1 – Угловые точки карьера.

№ точки	ВД	СШ
1	75° 17' 34.49"	47° 18' 19.27"
2	75° 17' 40.31"	47° 18' 18.9"
3	75° 17' 41.26"	47° 18' 17.15"
4	75° 17' 42.12"	47° 18' 15.66"
5	75° 17' 45.91"	47° 18' 15.37"
6	75° 17' 50.03"	47° 18' 13.71"
7	75° 17' 54.82"	47° 18' 9.19"
8	75° 17' 52.27"	47° 18' 6.75"
9	75° 17' 50.0"	47° 18' 4.4"
10	75° 17' 49.85"	47° 18' 1.26"
11	75° 17' 43.31"	47° 18' 1.15"
12	75° 17' 27.3"	47° 18' 0.35"
13	75° 17' 27.92"	47° 18' 3.92"
14	75° 17' 31.87"	47° 18' 8.17"
15	75° 17' 20.28"	47° 18' 11.75"
16	75° 17' 21.98"	47° 18' 12.99"
17	75° 17' 26.57"	47° 18' 13.87"
18	75° 17' 30.07"	47° 18' 15.27"
19	75° 17' 32.62"	47° 18' 17.81"
Площадь - 0,24517 кв. км		

Промышленную добычу запасов месторождения предусматривается вести открытым способом.

При соблюдении оптимальных технологических и безопасных условий отработки обеспечивается устойчивость бортов карьера. Параметры уступов и бортов приняты на основании инженерно-геологической характеристики пород и руд с учетом «Методических рекомендаций по технологическому проектированию горнодобывающих предприятий открытым способом разработки для

конструирования бортов карьеров».

Рассчитано количество пород, удаляемых из карьера, а также балансовых запасов с учетом их качественной характеристики. Конструктивные элементы, принятые при проектировании карьеров приведены в таблице 3.2.2. Подсчет объемов горной массы по карьере приведен в таблице 3.2. Параметры карьера приведены в таблице 3.4.

Таблица 3.2.2 – Параметры конструктивных элементов карьеров

Параметр		Ед. изм.	Значение
1. Высота рабочего уступа	рудного	м	5
	породного	м	10
2. Высота нерабочего уступа		м	20
3. Угол откоса рабочего уступа	для окисленных пород	град	до 50
	для сульфидных пород		до 75
4. Угол откоса нерабочего уступа	для окисленных пород	град	40
	для сульфидных пород	град	до 70
5. Ширина предохранительной бермы		м	4-7
6. Ширина автодороги (однополосная/двухполосная)		м	12,5 /20
7. Уклон внутрикарьерной автодороги	для двухполосной	‰	80
	для однополосной	‰	100

Таблица 3.3 – Подсчет горной массы и геологических запасов в карьерах

Наименование параметра		Ед. изм.	Всего
Горная масса		м ³	83981377
Вскрышные породы, в т.ч.:		м ³	72968150,43
Балансовые запасы (сульфидная руда)		м ³	11013226,57
		t	29185050,4
Медь Cu	- Содержание	%	0,46
	- Металл	t	133062

Таблица 3.4– Основные параметры карьера

Наименование параметров	Ед.изм.	Карьер
Длина	м	960
Ширина	м	880
Длина	м	810
Ширина по дну	м	24,5
Глубина	м	300
Площадь	га	24,517
Объем вскрышных пород	м ³	72968150,43
Промышленные запасы руды	t	30467909,76
Ср. содержание меди	%	0,41
Средний коэффициент вскрыши	м ³ / м ³	7,6

Внутрикарьерная дорога

Проектирование автомобильных дорог выполнено в соответствии с Правилами промышленной безопасности, СП РК 3.03-122-2013 «Промышленный транспорт».

Перевозка горной массы осуществляется по системе постоянных и временных съездов и автодорог. Все временные автодороги отнесены к II-к категории. Постоянные съезды и автодороги внутри карьеров и на отвале в

соответствии со СП РК 3.03-122-2013 «Промышленный транспорт» отнесены так же к II-к категории, так как объем перевозок по ним составляет от 5 до 15 млн. т брутто/год. Автомобильные дороги запроектированы для движения автосамосвалов в соответствии со СП РК 3.03-122-2013 «Промышленный транспорт».

На автодорогах предусмотрено устройство ориентирующего вала из грунта. При этом вертикальная ось, проведенная через вершину породного вала, должна быть вне зоны призмы обрушения, а внешняя бровка вала должна находиться на расстоянии от бровки уступа со стороны выработанного пространства. Ширина транспортных берм в карьере рассчитывалась в зависимости от грунтов основания, параметров автодороги и размеров ориентирующего грунтового вала. Величина продольного уклона постоянных дорог не превышает 80‰.

Принятая система разработки и характер залегания полезных ископаемых определяют целесообразность обеспечения транспортной связи рабочих горизонтов с объектами на поверхности системой внутренних съездов, при которой сокращается расстояние транспортировки руды и вскрышных пород на склад и отвалы.

Развитие транспортной схемы предприятия будет осуществляться по мере вскрытия новых горизонтов и подвигания фронта работ.

Во время строительства предприятия вскрытие и подготовка рабочих горизонтов будет проводиться с помощью въездных и разрезных траншей с целью создания первоначального фронта работ и размещения горного и транспортного оборудования. В этот период принимается транспортная схема с использованием временных съездов.

Примыкание рабочих горизонтов к трассе капитальной траншеи будет осуществляться на горизонтальных площадках.

На всех этапах эксплуатации карьеров доступ транспорта в добычные забои будет обеспечиваться по временным забойным дорогам с покрытием низшего типа.

Поперечный профиль транспортной бермы приведен в таблице 3.5 и на рисунке 3.4.

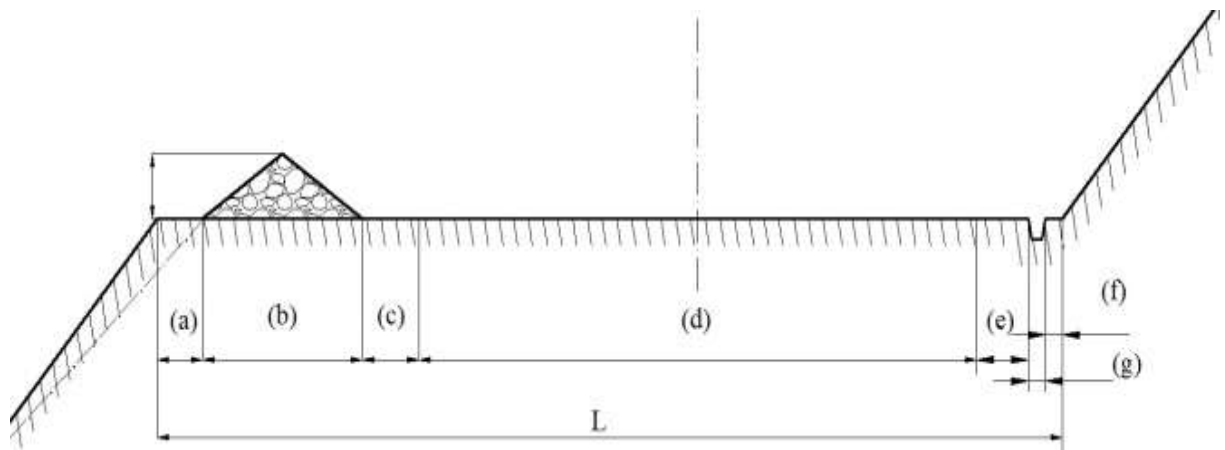


Рис. 3.4– Поперечный профиль транспортной бермы

Таблица 3.5 – Расчет ширины транспортной бермы

Наименование	Усл. обозн.	Значение, м
Полоса выветривания	a	1
Предохранительный вал	b	2,00
Расстояние от вала до проезжей части	c	0,50
Ширина проезжей части (1-полос.дорога)	d1	6,12
Ширина проезжей части (2-полос.дорога)	d2	12,7
Обочина (1-полосная дорога)	e1	1,50
Обочина (2-полосная дорога)	e2	2,64
Водоотводная канава	f	0,5
Площадка сбора осыпей	g	0,5
Итого (однополос.)	L1	12,5
Итого (двухполосн.)	L2	20,0

3.4 Система разработки

В условиях данного месторождения наиболее приемлемой является кольцевая центральная система разработки (по классификации академика В.В. Ржевского). При этом предусматривается следующий порядок ведения горных работ. Новый горизонт после проходки временного съезда подготавливается разрезной траншеей, ориентированной по простиранию внешнего контура рудной залежи. По мере проведения разрезной траншеи на достаточное расстояние начинается ее двустороннее расширение: внутреннее – для производства добычных работ внутри создаваемого кольцевого контура и внешнее для подвигания подготовленного уступа в сторону периферии с целью создания условий для беспрепятственного дальнейшего понижения дна карьера.

Экскаваторы на верхних вскрышных горизонтах работают продольными заходками, расположенными преимущественно параллельно контурам созданного кольца. Во внутреннем пространстве кольца добычные работы также могут осуществляться продольными как кольцевыми, так и прямыми заходками в зависимости от принятого решения о расположении зумпфа для организации водосбора.

Горная масса загружается в средства автотранспорта и перемещается вдоль фронта работ. Далее по выездным траншеям породы направляются на внешние отвалы, руда – на переработку.

Высота вскрышного рабочего уступа предусматривается равной 10 м. Следует учесть, что вскрытие и подготовка новых горизонтов осуществляются в зоне оруденения. В этой связи для сохранения естественного ее строения в массиве и во избежание перемешивания видов горной массы при взрыве (в случае необходимости) с целью обеспечения наилучших условий для их селективной выемки и усреднения добытых руд буровзрывные работы возможно проводить в зажатой среде на высоту уступа 5 м. По выходу из зоны оруденения подступы объединяются для проведения вскрышных работ с предусмотренными при этом параметрами.

Ширина рабочей площадки

Расчетное значение минимально допустимой ширины рабочих площадок в зоне выемочно-погрузочных работ при отработке уступов скальных пород и руды определено с учетом нормативных положений по размещению заходки экскаватора, развала взорванной массы (при необходимости), дополнительного оборудования, полос безопасности и предохранительного вала. При доработке нижних уступов тупиковым забоем минимальная ширина рабочей площадки составит 24,5 м.

3.5 Вскрытие месторождения

Верхний уступ вскрываются внутренней траншеей. Направление выхода из карьера ориентировано в сторону отвалов и рудного склада.

Вскрытие каждого нового горизонта осуществляется в зависимости от параметров предстоящего к отработке участка рудной зоны путем создания временного тупикового или поступательного съезда в месте, удобном для беспрепятственной отработки его запасов и подготовки площадки для вскрытия нового нижележащего горизонта.

Новый горизонт после проходки по предельному борту карьера очередного постоянного съезда стационарной трассы подготавливается разрезной траншеей, ориентированной по простиранию рудной залежи. Ее проходка осуществляется торцевым забоем с включением в отработку всей рудной зоны, что обеспечивается соответствующей шириной дна проводимой разрезной траншеи. Таким образом, одновременно с подготовкой горизонта осуществляются добычные работы. Высота уступа на вскрыше принимается 10м, буровзрывные работы допускается производить в зажатой среде на неподобранный забой для сохранения естественной геологической структуры залегания рудного тела.

По окончании создания разрезной траншеи на подготовленном таким образом горизонте начинается ее расширение. При этом вскрышные работы осуществляются продольными заходками, расположенными, преимущественно, параллельно простиранию рудного тела до достижения ими предельного положения западного борта карьера. Такой порядок ведения горных работ по классификации акад. В.В. Ржевского относится к продольной однобортовой системе разработки.

Выемочно-погрузочные работы на вскрыше и добыче осуществляются экскаватором Hitachi EX1200-7. Горная масса загружается в автотранспорт и перемещается вдоль фронта работ. По выездным траншеям породы направляются на внешние отвалы, руда – на рудные склады, забалансовая руда – на склады забалансовых руд, расположенные в непосредственной близости к карьерам.

Наибольшая интенсивность работ возникает в первый год эксплуатации, когда рабочая зона развивается в больших размерах пространства верхних горизонтов. Проверка указанного требования производится определением важного показателя системы разработки - достижимой скорости углубки в этот период.

При указанном выше порядке разработки карьеров в рассматриваемый период скорость углубления горных работ рекомендуется определять по формуле:

$$h_{\Gamma} = 12Q \cdot [h(\cot\varphi + \cot\beta)(L_6 + \frac{\{L_B + \ell_{\Pi}\}}{m}) + 1/c(L_6 + \ell_0)(b + h \cot\alpha)], \frac{M}{\text{год}}$$

где Q – месячная производительность экскаватора, $\text{м}^3/\text{мес}$.
 h – высота уступа – 10 м;
 φ – угол рабочего борта - 14° ;
 β – угол направления углубки вкрест простирания -50° ;
 L_b – длина блока экскаватора на расширении, м;
 L_v – длина въездной траншеи, м;
 $l_{п=0}$ – площадка примыкания съезда на вскрываемом горизонте не создается;
 $l_{o=0}$ – допустимое минимальное расстояние между экскаватором, проходящим траншею и экскаватором, расширяющим ее (на проходке разрезной траншеи и ее расширении задействован один экскаватор);
 c – коэффициент снижения производительности экскаватора при проходке траншей – 0,7;
 b – ширина дна разрезной траншеи, м;
 α – угол откоса уступа;
 $m=1$ – число экскаваторов, работающих на расширении разрезной траншеи.

Результаты показывают: суммарная скорость углубки составляет около 30 м, то есть обеспечить заданную производительность возможно.

В соответствии с указанным порядком развития рабочей зоны вскрытие каждого нового горизонта осуществляется преимущественно в рудной зоне путем создания временного скользящего съезда в месте, удобном для беспрепятственной отработки его запасов и подготовки площадки для вскрытия нового нижележащего горизонта. Уклон временных съездов – от 80% до 100%.

По мере развития рабочей зоны все большая часть бортов становится в предельное положение и, таким образом, здесь создается возможность создания стационарной части трассы. Далее, постепенная установка уступов в предельное положение позволяет в итоге сформировать к концу отработки карьеров общую спиральную стационарную трассу с выходом ее на поверхность к месту расположения отвалов пустых пород.

Уклон съездов стационарной трассы карьера – 80%. Ширина двухполосных транспортных берм принята равной 20 м с учетом размещения водоотводной канавы и предохранительного вала.

3.6 Определение потерь и разубоживания руд

Для определения потерь и разубоживания использовались «Методические рекомендации по технологическому проектированию горнодобывающих предприятий открытым способом разработки», согласованные Приказом Комитета по Госконтролю за ЧС и ПБ РК от 19.09.2013 г. №42 [3].

При проектировании строительства нового рудника значения эксплуатационных потерь и разубоживания определяются по следующим формулам:

$$P = P_T * K_m * K_{\Delta m} * K_h * K_{nq}, \%$$

$$P = P_T * K_m * K_{\Delta m} * K_h * K_{pq}, \%$$

где P_T и P_T - значения потерь и разубоживания, %;

K_m , $K_{\Delta m}$, K_h , K_{nq} , K_{pq} - поправочные коэффициенты, учитывающие соответственно изменение мощности рудного тела, объема включений прослоев

разубоживающих пород, высоту добычного уступа и отношение потерь к разубоживанию.

При этом значение экономически целесообразного отношения потерь к разубоживанию рассчитывается по формуле:

$$\mu = \frac{(\alpha_0 - q)\rho_n}{(\alpha_{np} - \alpha_0)\rho_p},$$

где α_0 - бортовое содержание основного полезного компонента в балансовом полезном ископаемом, %;

q - приведенное содержание полезных компонентов в примешиваемых породах (забалансовом полезном ископаемом), %;

α_{np} - приведенное содержание полезных компонентов в приконтактной зоне балансовых полезных ископаемых, %;

ρ_n - плотность примешиваемых пород (забалансовых полезных ископаемых), т/м³;

ρ_p - плотность полезного ископаемого, т/м³.

Исходные значения потерь и разубоживания приведены в таблице 3.6. Поправочные коэффициенты, учитывающие изменение мощности рудного тела, объема включений прослоев разубоживающих пород, высоту добычного уступа и отношение потерь к разубоживанию, принимаются по таблице 3.7.

Основные геологические характеристики месторождения Каскырказган:

- падение рудных тел под углами 50-70°;
- средняя мощность рудных тел – 7 м;
- прослоев пустых пород и некондиционных руд, включаемых в контур подсчета запасов – 2 м.

По таблице 3.6 принимаем значения потерь и разубоживания (в %) для следующих условий: мощность рудного тела 50 м, высота добычного уступа 5 м и отношение потерь к разубоживанию равно единице. Соответственно для расчета принимаются $K_{nq}=1$, $K_{pq}=1$.

Расчет потерь и разубоживания приведен в таблице 3.8.

Расчет эксплуатационных запасов приведен в таблице 3.9.

Таблица 3.6 – Значение потерь и разубоживания (P_T и P_T)

Форма рудных тел	Угол падения рудных тел, град.							
	0	1-5	6-10	11-15	16-20	21-50	51-70	71-90
Пластообразная и жилообразная, выдержанная	1,5	1,6	1,9	2,2	2,5	2,7	2,4	2,2
Линзообразная выдержанная	-	2,3	2,6	3,0	3,5	3,8	3,4	3,1
Пластообразная жилообразная и линзообразная невыдержанная	2,5	2,8	3,2	3,7	4,2	4,6	4,2	3,8
Штокверковая	-	-	-	-	-	5,3	4,8	4,3

Таблица 3.7 – Поправочные коэффициенты

Мощность рудного тела, м	K_m	Включения прослоев пустых пород и некондиционных руд, %	$K_{\Delta m}$	Высота добычного уступа, м	K_h	Отношение потерь к разубоживанию	K_{nq}	K_{pq}
1	2,2	-	1,00	5	0,75	4	2,05	0,65
2	2,0	1	1,05	6	0,80	3	1,75	0,6
3	1,8	2	1,10	7	0,85	2	1,45	0,7
5	1,6	4	1,15	8	0,90	1,5	1,25	0,85
10	1,4	6	1,20	9	0,95	1	1	1
20	1,2	10	1,25	10	1,00	0,8	0,9	1,1
30	1,1	15	1,30	11	1,05	0,6	0,75	1,25
50	1,0	20	1,35	12	1,10	0,4	0,6	1,55
100	0,9	30	1,40	13	1,15	0,3	0,55	1,75
150	0,8	40	1,45	14	1,20	0,2	0,45	2,10
200	0,7	60	1,50	15	1,25	0,1	0,3	3,0

Таблица 3.8 – Расчет потерь и разубоживания

Показатель	Пт/Рт	K_m	$K_{\Delta m}$	K_h	K_{nq}	K_{pq}	П, %	Р, %
Значение	4,2	1,5	1,1	0,75	0,75	1,25	3,90	6,51

Средние потери по месторождению принимаются:

Потери – П=5%;

Разубоживание – Р=9%.

Показатели потерь и разубоживания приняты по аналогии с медно-порфировым месторождением Актогай

Таблица 3.9– Расчет эксплуатационных запасов

Наименование параметра	Ед. изм.	Геологические запасы	Эксплуатационные запасы
Горная масса	m^3	83981377	83981377
Балансовые запасы.	<i>t</i>	29 185 050,4	30467909,76
Медь Cu	- содержание	%	0,46
	- металл	<i>t</i>	133 062
Молибдена Мо	- содержание	%	3696,10
	- металл	<i>t</i>	0,013

3.7 Обоснование выемочной единицы

Выемочная единица – наименьший экономически и технологически оптимальный участок месторождения с достоверным подсчетом исходных запасов (блок, панель, лава, уступ), отработка которого осуществляется единой системой разработки и технологической схемы выемки, по которому может быть осуществлен наиболее точный отдельный учет добычи по количеству и качеству полезного ископаемого.

Морфология залегания рудных тел, система разработки и технология ведения горных работ на каждом из уступов являются едиными для всего месторождения и практически не меняется по мере развития карьеров.

В связи с этим, в условиях открытой разработки месторождения, уступ (горизонт) как выемочная единица соответствует определению и функциям минимального участка и отвечает всем требованиям, предъявляемым к выемочной единице, т.к.:

- это экономически и технологически обоснованная проектом оптимальная горно-геометрическая единица;
- в границах уступа (горизонта) проведен достоверный подсчет исходных запасов руды;
- отработка уступов осуществляется единой системой разработки и технологической схемы выемки;
- по уступам может быть осуществлен точный отдельный учет добычи рудной массы по количеству и содержанию в нем полезного компонента.

Учитывая условия разработки месторождения в качестве выемочной единицы на открытых горных работах, принимается уступ высотой 5 м.

3.8 Режим работы предприятия

Режим горных работ принимается круглосуточный (2 смены по 12 часов в сутки), 365 дней в году.

Метод работы – вахтовый. Продолжительность вахты – 15 рабочих дней. Расчет производительности оборудования и технико-экономические показатели производились в соответствии с нормами технологического проектирования.

3.9 Очередность отработки запасов. Календарный график открытых горных работ

Производительность карьера по добыче руды достигает **1 101 323** м³ в год. Для обеспечения заданной производительности составлен календарный график горных работ.

При его разработке учтены следующие условия: погоризонтное распределение запасов руды по количеству и качеству, горнотехнические условия, возможная скорость углубки.

Общий срок эксплуатации составит **12 лет**. В первые два года планируется вести подготовительные работы по инфраструктурному строительству, доразведки месторождения, снятию ПРС с участков предстоящих работ для складирования на специально отведенных местах временного хранения ПРС. Также в первые два

года будут производиться интенсивные работы по геологическому доизучения месторождения.

Окисленные руды отнесены к вскрышным породам и предусмотрены для хранения на складах забалансовых руд.

Средний коэффициент вскрыши составляет 2,5 м³/т. Календарный график разработки месторождения приведен в таблице 3.10.

3.10 Подготовительные работы

3.10.1 Геологоразведочные работы

В рамках настоящего плана разведки предусматривается геологическое доизучение месторождения. Для этих нужд согласно календарному плану освоения месторождения выделено 2 года. 2026-2027 года. Планом предусмотрено:

- горные работы (разведочные канавы) – 7500 м. куб. – 2026 год.
- геологоразведочные скважины (заверочные и оценочные):

2026 год – 12 000 п.м;

2027 год – 12 000 п.м;

2028 год – 10 000 п.м.

3.10.2 Горно-капитальные и горно-подготовительные работы. Нормативы вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов

Для вновь проектируемого карьера к горно-капитальным и горно-подготовительным работам относятся горные работы до ввода карьера в эксплуатацию, в т.ч.: проходка всех вскрывающих выработок внутреннего и внешнего заложения (траншей и полутраншей), удаление пустых пород и попутно добываемого полезного ископаемого в объеме, обеспечивающем создание готовых к выемке запасов. Горно-капитальные и горно-подготовительные работы осуществляются аналогичным способом и оборудованием, что и эксплуатационные работы. Объем ГKR и ГПР в настоящем Плане горных работ принят равным объему вскрышных пород, удаление которых необходимо для достижения проектной мощности. В соответствии с календарным графиком проектная мощность достигается на пятый год. Соответственно, объем ГKR и ГПР составит порядка 7 296 815 м³.

Нормативы вскрытых, подготовленных, готовых к выемке запасов и готовых к выемке вскрышных пород приняты согласно Методических рекомендаций по технологическому проектированию горнодобывающих предприятий открытым способом разработки. Период обеспеченности вскрытыми запасами принят 7 мес., подготовленными – 3 мес., готовыми к выемке запасами – 2,5 мес., готовыми к выемке скальными вскрышными породами – 2,5 мес.

3.1 Выбор типоразмера экскаваторов и самосвалов

Типоразмер оборудования определяется исходя из условий эксплуатации, системы разработки и объемов производства. Разработку месторождения Каскырказган предполагается осуществлять открытым способом. Для достижения заданной производительности по добыче, при ориентировочном коэффициенте вскрыши 2,5 м³/т, потребуется ежегодное попутное удаление в среднем по 7 296 815 м³ пустых пород. То есть суммарный объем горной массы будет составлять в среднем около 8 398 138 м³ горной массы в год.

Для обеспечения заданной интенсивности горных работ целесообразно применение производительных гидравлических экскаваторов с емкостью ковша 5-7 м.куб. Годовая производительность экскаваторов данного типа составляет 1450 тыс. м³ в год.

В связи с этим в настоящем Плане горных работ для расчетов принято

использование на выемочно-погрузочных работах экскаваторов типа Hitachi EX1200-7с вместимостью ковша 7 м³ в исполнении «обратная лопата» – на вскрышных работах и добычных работах (рис. 3.10).

В соответствии с пунктом 14.1 ВНТП 35-86 рекомендуется применять самосвалы с соотношением емкости кузова и емкости ковша не менее чем 3:1 и не более 7:1. Исходя из этого, принимаются автосамосвалы типа LGMG MT95H грузоподъемностью 65 т (рис. 3.11).

В случае производственной необходимости на практике допускается применение моделей оборудования отличающихся от принятых в настоящем Плане горных работ, при соблюдении требований обеспечения безопасности.



Рис. 3.10– Экскаватор Hitachi EX1200-7



Рис. 3.11– LGMG MT95H (65 тонн)

3.2 Техника и технология буровзрывных работ

Бурение предполагается осуществлять станками с возможностью бурения скважин диаметром 200-270 мм. В условиях месторождения Каскырмаган, для обеспечения требуемой кусковатости горной массы в развале для нормальной

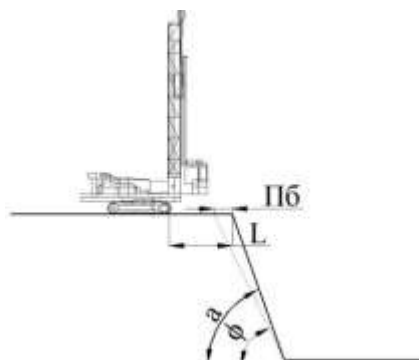
производительной работы выемочного-погрузочного оборудования, рациональным буровым оборудованием является буровой станок EPIROC DM75D с возможностью бурения скважин диаметром до 270 мм.

Технические характеристики бурового станка EPIROC DM75D приведены в таблице 3.12.

Таблица 3.12 – Технические характеристики бурового станка EPIROC DM75D

Показатели	EPIROC DM75D
Номинальный диаметр скважины, мм	200-270
Длина штанги, м	10,7
Максимальная глубина бурения, м	51,2
Усилие подачи, кН	340
Усилие подъема, кН	136
Мощность при 1800 об/мин, кВт	597
Мощность дизеля, л.с.	800
Крутящий момент на долоте, кН·м	2400
Тип двигателя	дизельный, CAT C27
Рабочая масса, т	68–85

При максимальной высоте взрываемого уступа $H=10$ м, угле откоса уступа в рабочем положении 75° , в предельном -70° , ширина призмы возможного обрушения будет $P_6 = H \cdot (\operatorname{ctg}\varphi - \operatorname{ctg}\alpha) = 10 \cdot (0,47 - 0,36) = 1,1$ м. Согласно п.1735 Правил обеспечения промышленной безопасности буровой станок должен быть установлен на спланированной площадке на безопасном расстоянии от верхней бровки уступа не менее $L = 2$ м от бровки до ближайшей точки опоры станка, а его продольная ось при бурении первого ряда скважин должна быть перпендикулярна бровке уступа. Таким образом, расстояние от станка до бровки уступа принимается равным 2 м (рисунок 3.12).



Ширина призмы возможного обрушения	P_6
Расстояние от станка до бровки уступа	L
Угол откоса уступа в рабочем положении	α
Угол откоса уступа в нерабочем (устойчивом) положении	φ

Рис. 3.12– Размещение бурового станка на уступе

Производство взрывных работ предусматривается осуществлять по договору со специализированной организацией, имеющей лицензию на выполнение данного вида работ.

В качестве ВВ возможно использование всех типов ВВ, разрешенных к применению на открытых горных работах и выпускаемых заводами РК.

На каждый массовый взрыв в блоке обязательно составляется техническая документация лицами, производящими эти работы (привлеченные организации или специалисты рудника) по результатам опытных взрывов производится уточнение параметров БВР.

При расчете технико-экономических показателей буровзрывных работ учитывалось применение Граммонит. Однако, в связи с тем, что производство БВР на месторождении предполагается осуществлять подрядной организацией, в случае производственной необходимости, может быть использован иной тип ВВ. При этом не должно быть допущено нарушение требований безопасности и ухудшение технико-экономических показателей.

Принимается короткозамедленное взрывание и диагональная схема коммутации зарядов, позволяющая сократить ширину развала пород, уменьшить фактическую величину линии наименьшего сопротивления зарядов смежных рядов скважин и, соответственно, улучшить дробление.

В качестве способа дробления негабаритов принимается разрушение механическим ударом с применением самоходных бутобоев.

С учетом уровня достоверности геологических материалов и горнотехнических условий отработки месторождения Каскырмазган для уточнения параметров буровзрывных работ необходимо провести серию опытных взрывов.

3.2.1 Расчет параметров буровзрывных работ

Степень дробления горных пород взрывом должна соответствовать мощности и параметрам применяемого выемочно-погрузочного и транспортного оборудования. Размер кондиционного куска для вскрышных пород ограничен емкостью ковша экскаватора. Размер кондиционного куска для руды, поступающей на переработку, устанавливается в соответствии с типом применяемого дробильного оборудования.

Расчетный удельный расход ВВ для скальных пород с обеспечением заданной крупности определяется по формуле:

$$q_p = q_{\text{эт}} \cdot k_{\text{ВВ}} \cdot k_d \cdot q_{\text{db}},$$

где $q_{\text{эт}}$ – удельный расход эталонного ВВ (граммонит 79/21), кг/м³;

$k_{\text{ВВ}}$ – коэффициент работоспособности применяемого ВВ по отношению к граммониту 79/21;

k_d – поправочный коэффициент в зависимости от размера допустимого куска;

q_{db} – поправочный коэффициент в зависимости от диаметра бурения, отличающегося от 250 мм

Вес заряда ВВ, размещаемого в 1 м скважины (вместимость):

$$P = 0,785 d_{\text{СКВ}}^2 \rho_{\text{ВВ}} \cdot 10^3, \text{ кг/м},$$

где $\rho_{\text{ВВ}}$ – плотность заряжения ВВ в скважине, кг/дм³,

Глубина перебура скважин:

$$L_{\text{пер}} = d_{\text{СКВ}} \cdot X, \text{ м},$$

где X – число диаметров скважин, принимаемое по таблице 29 Методических рекомендаций.

Глубина скважин:

$$L_{\text{скв}} = H + L_{\text{пер}}, \text{ м,}$$

Согласно правил безопасности должно соблюдаться следующее условие:

$$W_{\text{бп}} = H \text{ctg} \alpha + W_6, \text{ м}$$

где W_6 допустимое расстояние скважин первого ряда от бровки уступа по условиям безопасности бурения составляет 2 м

Расстояние междускажинами в ряду:

$$a = m \cdot W_{\text{п}}, \text{ м,}$$

где m - коэффициент сближения скважин (меньшее значение для крупноблочных (трудновзрываемых) пород),

Вес скважинного заряда для первого ряда:

$$Q_1 = q_p H W_{\text{п}} a, \text{ кг}$$

Вес скважинного заряда для второго ряда:

$$Q_2 = q_p H b a, \text{ кг}$$

где b – расстояние между рядами скважин; $b = a$,

Длина заряда в скважине:

$$L_{\text{зар}} = Q/P, \text{ м}$$

Длина забойки для сплошных зарядов:

$$L_{\text{заб}} = L_{\text{скв}} - L_{\text{зар}}, \text{ м}$$

Учитывая ограниченность рабочего пространства на добычных и вскрышных уступах, объем взрываваемой горной массы, обеспечивающий необходимый резерв для бесперебойной работы выемочно-погрузочного оборудования:

Для рудных уступов:

$$V_{\text{бл}} = 7 \cdot Q_{\text{сут,р}}, \text{ м}^3,$$

Для вскрышных уступов:

$$V_{\text{бл}} = 7 \cdot Q_{\text{сут,в}}, \text{ м}^3,$$

где $Q_{\text{сут,р}}$, $Q_{\text{сут,в}}$ – соответственно, эксплуатационная суточная производительность, соответственно, по руде и вскрыше,

Суммарная длина взрываемых блоков определяется по формуле:

$$L_{\text{бл}} = V_{\text{бл}} / (B_{\text{бл}} \cdot H), \text{ м}$$

где $B_{\text{бл}}$ – ширина взрываемого блока:

$$B_{\text{бл}} = W_{\text{п}} + b(n-1),$$

Количество скважин в ряду:

$$N = L_{\text{бл}} / a,$$

Общая длина скважин, необходимая для взрывания блоков:

$$\sum L_{\text{скв}} = N \cdot L_{\text{скв}}, \text{ м,}$$

Количество ВВ необходимого для взрывания блоков:

Выход горной массы с 1 м скважины в блоке:

$$q_{\text{г,м}} = \left[\frac{W + b(n-1)}{p} \right] \frac{h}{y} \frac{a}{p} \frac{1}{C} L_c, \text{ м}^3/\text{м}$$

где W – линия сопротивления по подошве уступа, м;

b – расстояние между рядами скважин, м;

a – расстояние между скважинами в ряду, м;

n_p – число рядов скважин;

h_y – высота уступа, м;

L_c – длина скважины, м

На практике параметры БВР могут отличаться от проектных. Выход негабарита при заданных условиях, согласно «Методических рекомендаций...», принимается равным 2% для руды и 1,25% для вскрышных пород. Дробление негабаритов будет осуществляться с применением бутобоя.

Параметры буровзрывных работ приведены в таблице 3.13.

Технико-экономические показатели (ТЭП) буровзрывных работ приведены в таблице 3.14.

Таблица 3.13–Параметры буровзрывных работ

Наименование показателя	Ед. изм.	Руда	Вскрыша
Расчетный удельный расход ВВ			
Удельный расход эталонного ВВ	кг/м ³	0,6	0,7
Коэффициент работоспособности ВВ по отношению к эталонному ВВ		1	1
Поправочный коэффициент в зависимости от размера допустимого куска, отличающегося от 1000 мм		1,33	1
Поправочный коэффициент в зависимости от диаметра бурения, отличающегося от 250 мм		0,98	1,00
Поправочный коэффициент на высоту уступа		1,24	1,05
Расчетный удельный расход ВВ	кг/м ³	0,97	0,74
Вес заряда, размещаемого в 1 м скважины (вместимость)			
Диаметр скважины	м	0,200	0,200
Плотность ВВ	кг/м ³	1,25	1,25
Вес заряда, размещаемого в 1 м скважины (вместимость)	кг/м	39,3	39,3
Глубина перебура скважин			
Принятое число диаметров скважин		10	10
Расчетная длина перебура	м	1,00	2,00
Принятая длина перебура	м	1	2
Глубина скважин			
Высота уступа	м	5	10
Глубина скважин	м	6,00	12,00
Линия наименьшего сопротивления (ЛНС)			
Угол откоса рабочего уступа	град.	75	75
ЛНС	м	3,6	5,2
Расстояние между скважинами в ряду			
Расстояние между скважинами	м	6,0	7,0
Вес скважинного заряда			
Вес скважинного заряда (1 ряд)	кг	105,0	268,3
Вес скважинного заряда (2 ряд и последующие)	кг	174,6	360,2
Длина заряда/забойки			
Длина заряда	м	4,45	9,2
Длина забойки	м	1,55	2,8
Объем блока			
Периодичность взрывов	суток	4	5
Объем блока	м ³	12828	71 561
Количество ВВ необходимого для взрывания блока			
Количество ВВ необходимого для взрывания блока	кг	6 220	52 598
Выход горной массы с 1 м скважины в блоке			
Выход горной массы с 1 м скважины в блоке	м ³ /м	27,6	38,8

3.2.2 Расчет радиусов опасных зон при взрывных работах

Ударная воздушная волна (УВВ) представляет собой скачок уплотнения, распространяющегося со сверхзвуковой скоростью. Поверхность, которая отделяет сжатый воздух от невозмущенного, представляет собой фронт ударной волны, УВВ определяет безопасное расстояние до зданий (сооружений) от мест изготовления ВВ, хранения ВМ на складах (хранилища, площадки и тому подобное), мест погрузки, разгрузки и переработки ВМ.

Расстояние, на котором снижается интенсивность воздушной волны взрыва на земной поверхности, рассчитывается по формуле:

$$r_e = K_e \sqrt[3]{Q}$$

где K_e - коэффициент пропорциональности, зависящий от условий расположения и массы заряда ($K_e=20$ для третьей степени повреждения);

Q - максимальная масса заряда, кг

Расстояние, опасное для людей по разлету отдельных кусков породы при взрывании скважинных зарядов, рассчитанных на разрыхляющее (дробящее) действие, определяется по формуле:

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

где η_z - коэффициент заполнения скважины ВВ, $\eta_z=L_{зар}/L_{скв}$;

$\eta_{заб}$ - коэффициент заполнения скважины забойкой (при полной забойке $\eta_{заб}=1$, при взрывании без забойки $\eta_{заб}=0$);

f - коэффициент крепости пород;

d - диаметр скважины, м;

a - расстояние между скважинами, м

Расстояния, на которых колебания грунта, вызываемые однократным взрывом сосредоточенного заряда ВВ, становятся безопасными для зданий и сооружений, определяются по формуле:

$$r_c = K_c K_\alpha \sqrt[3]{Q},$$

где r_c - расстояние от места взрыва до охраняемого здания (сооружения), м;

K_c - коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого здания (сооружения);

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

α - коэффициент, зависящий от условий взрывания;

Q - масса заряда, кг.

Результаты расчета радиусов опасных зон приведены в таблице 3.15.

Таблица 3.15–Радиусы опасных зон при взрывных работах

Параметр	Обозначение	Ед. изм.	Значение
Ударная воздушная волна			
Коэффициент пропорциональности	K_e		20
Q - максимальная масса заряда	Q	кг	52598

Ударная воздушная волна	r_b	м	749
Радиус опасной зоны по разлету кусков породы			
Коэффициент заполнения скважины ВВ	n_3		0,76
Длина скважины	L	м	12,0
Длина заряда в скважине	l_3	м	9,2
Коэффициент заполнения скважины забойкой	n_3		1,0
Коэффициент крепости	f		12,0
Диаметр скважины	d	м	0,200
Расстояние между скважинами	a	м	7
Радиус опасной зоны по разлету кусков породы	$r_{разл}$	м	396,00
Принятый радиус опасной зоны по разлету кусков породы	$r_{разл}$	м	400
Определение сейсмических безопасных расстояний при взрывах			
Коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого здания (сооружения)	K_z		5
Коэффициент, зависящий от типа здания (сооружения) и характера застройки	K_c		1
Коэффициент, зависящий от условий взрывания	a		1
Масса заряда	Q	кг	52598
Расстояние от места взрыва до охраняемого здания (сооружения)	r_c		187

3.3 Экскавация

На основе физико-механических свойств разрабатываемых руд и пород, а также учитывая условия разработки месторождения и производительность карьеров, в качестве выемочно-погрузочного оборудования на вскрышных работах целесообразно принять гидравлические экскаваторы.

При выборе выемочно-погрузочного оборудования учитывались следующие условия:

- обеспечение оптимальной скорости углубки;
- сервисное обслуживание экскаваторов и снабжение оригинальными запасными частями;
- качество и надежность.

Для расчетов технико-экономических показателей условно принято использование экскаваторов типа Hitachi EX1200-7с вместимостью ковша 7 м³ в исполнении «обратная лопата» – на вскрышных и добычных работах. В случае производственной необходимости, на выемочно-погрузочных работах могут быть задействованы экскаваторы, отличающиеся от принятых в проекте, если этим не будут нарушаться требования безопасности.

Технические характеристики экскаватора приведены в таблице 3.16.

Таблица 3.16– Технические характеристики экскаватора Hitachi

Наименование	Показатели
Модель	EX1200-7
Номинальная мощность (ISO), кВт / л.с.	567 / 770
Эксплуатационная масса, кг	115 000 - 117 000
Емкость ковша «с шапкой» (ISO), м ³	5,2 - 7,0
Длина рукояти, м	3,4
Скорость поворота платформы, об/мин	5,2
Максимальная глубина копания, мм	8 100
Максимальная рабочая высота, мм	12 340
Максимальный радиус копания, мм	13 790
Максимальная высота выгрузки, мм	8 010

Производительность выемочно-погрузочного оборудования рассчитывается на основании "Методических рекомендаций по технологическому проектированию горнодобывающих предприятий открытым способом разработки", а также раздела 8.1.4 «Справочник. Открытые горные работы». К.Н. Трубецкой, М.: Горное бюро, 1994.

Теоретическая часовая производительность экскаватора рассчитывается по формуле:

$$Q_{\text{теор}} = 3600 * V / t, \text{ м.куб},$$

где V – вместимость ковша экскаватора, м.куб

t – время рабочего цикла, с.

Техническая производительность экскаватора, при непрерывной работе экскавации пород с конкретными физико-механическими свойствами рассчитывается по формуле:

$$Q_{\text{тех}} = Q_{\text{к}}$$

тех

$$Q_{\text{теор}} = \frac{V}{t_p + t_{\text{п}}}, \text{ м.куб}$$

теор

где $k_э$ – коэффициент экскавации $k_э=k_н/k_p$ ($k_н$ – коэффициент наполнения; k_p – коэффициент разрыхления);

t_p – время непрерывной работы на одном месте;

$t_п$ – время передвижки на другое место

Эксплуатационная производительность рассчитывается по формуле:

$$Q_э = Q_{mex} T k_{ис}, \text{ м.куб}$$

При расчете, в соответствии с п.148 Методических рекомендаций, учитываются также коэффициент использования выемочно-погрузочного оборудования во времени в течение смены (0,833) и коэффициент технической готовности оборудования (0,75).

Расчет производительности экскаватора приведен в таблице 3.17. Расчет основных показателей экскавации приведен в таблице 3.18.

Таблица 3.17 – Расчет производительности экскаватора

№	Наименование показателей	Условные обозначения	Ед. изм.	Значение
Исходные данные принятые для расчета				
1	Вместимость ковша экскаватора	V	м ³	7,0
2	Продолжительность рабочего цикла	t	с	26,00
3	Коэффициент наполнения ковша*	Кн		0,85
4	Коэффициент разрыхления породы в ковше*	Кр		1,50
5	Коэффициент экскавации	Кэ		0,57
6	Время непрерывной работы на одном месте	tr	мин	35,00
7	Время передвижки экскаватора	тп	мин	2,5
8	Коэффициент использования в течение часа**	Кис		0,75
9	Коэффициент использования в течение смены**	Ксм		0,833
10	Коэффициент технической готовности**	Кг		0,75
11	Продолжительность смены	T	ч	11,00
12	Количество рабочих смен в году**	Tг	см	550,0
Результаты расчета				
1	Теоретическая производительность*	Qтеор	м ³ /ч	969
2	Техническая производительность*	Qтехн	м ³ /ч	513
3	Часовая эксплуатационная производительность*	Qэ.ч.	м ³ /ч	384
4	Сменная эксплуатационная производительность*	Qэ.с.	м ³ /см	2642
5	Расчетная годовая эксплуатационная производительность*	Qэ.г.	м ³ /год	1 453 164
6	Принятая годовая эксплуатационная производительность	Qэ.г.	м ³ /год	1 450 000

* Справочник. Открытые горные работы. К.Н. Трубецкой, М.: Горное бюро, 1994.

** "Методические рекомендации по технологическому проектированию горнодобывающих предприятий открытым способом разработки".

3.4 Карьерный транспорт

Горнотехнические условия разработки месторождения, параметры системы разработки, масштабы производства, а также ряд технологических факторов, определяют использование автомобильного транспорта на открытых горных работах. Основными преимуществами автомобильного транспорта являются: независимость от внешних источников питания энергии, упрощение процесса отвалообразования, сокращение длины транспортных коммуникаций благодаря возможности преодоления относительно крутых подъемов автодорог, мобильность.

Транспортировка вскрышных пород из карьеров предполагается на отвалы, балансовой руды – на рудные склады, забалансовой руды – на склады забалансовых руд.

Для расчета приняты самосвалы типа LGMG MT95H грузоподъемностью 65 т. На практике могут применяться другие самосвалы.

Параметры карьерной автодороги приняты следующими: ширина – 20 м, продольный уклон 80 ‰.

Сменная производительность самосвала определяется по формуле:

$$Q_{\text{см}} = \frac{V}{D_{\text{г}} * C_{\text{с}}},$$

где $Q_{\text{см}}$ – сменная производительность самосвала, т;

V – объем руды или вскрышного материала, т;

$D_{\text{г}}$ – количество дней в год;

$C_{\text{с}}$ – количество смен в сутки.

Средняя скорость движения автосамосвала принимается 15 км/ч. Количество времени, затрачиваемое на движение туда и обратно рассчитывается по формуле:

$$T = 60 * \frac{s_0 * 2}{v},$$

где T – количество времени, затрачиваемое на путь туда и обратно;

s_0 – расстояние транспортировки в один конец;

v – средняя скорость движения автосамосвала.

Возможное количество рейсов в смену одного самосвала рассчитывается как отношение продолжительности смены на продолжительность оборота одного автосамосвала:

$$P_{\text{см}} = \frac{M_{\text{см}}}{O_{\text{с}}},$$

где $P_{\text{см}}$ – количество рейсов в смену;

$M_{\text{см}}$ – количество минут в рабочую смену;

$O_{\text{с}}$ – оборот одного самосвала.

Суточный пробег автосамосвала рассчитывается по формуле:

$$P_{\text{сут}} = P_{\text{см}} * (s_0 * 2) * C_{\text{с}},$$

где $P_{\text{сут}}$ – суточный пробег автосамосвала;

$P_{\text{см}}$ – количество рейсов в смену;

$C_{\text{с}}$ – количество смен в сутки

Результаты расчетов количества самосвалов на транспортировке вскрыши и руды приведены в таблицах 3.19 -3.21.

Таблица 3.20– Расчет количества самосвалов на транспортировке вскрыши

Показатели	Ед.изм.	Итого	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037
Объем перевозки	т	72 968 150	7 296 815	7 296 815	7 296 815	7 296 815	7 296 815	7 296 815	7 296 815	7 296 815	7 296 815	7296815
Сменная производительность	т		3972,2	3635,6	3378,0	3131,4	2918,4	2750,0	2584,3	2451,4	2318,9	2318,9
Грузоподъемность автосамосвала	т		65	65	65	65	65	65	65	65	65	65
Потребность рейсов в смену	рейс		61,11	55,93	51,97	48,18	44,90	42,31	39,76	37,71	35,68	35,68
Расстояние транспортировки (в один конец)	км		0,9	1,1	1,3	1,5	1,7	1,9	2,1	2,3	2,5	2,5
Средняя скорость движения	км/ч		25	25	25	25	25	25	25	25	25	25
Время движения туда и обратно	мин.		4,3	5,3	6,2	7,2	8,2	9,1	10,1	11	12	12
Время погрузки автосамосвала	мин.		2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5
Время выгрузки автосамосвала	мин.		1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Время на маневры	мин.		3	3	3	3	3	3	3	3	3	3
Оборот одного автосамосвала	мин.		10,8	11,8	12,7	13,7	14,7	15,6	16,6	17,5	18,5	18,5
Возможное количество рейсов в смену 1 самосвала	рейс		61	56	52	48	45	42	40	38	36	36
Коэффициент использования раб.парка			0,95	0,95	0,95	0,95	0,95	0,95	0,95	0,95	0,95	0,95
Коэффициент технической готовности			0,73	0,73	0,73	0,73	0,73	0,73	0,73	0,73	0,73	0,73
Расчетный рабочий парк	ед.		3,63	3,96	4,27	4,60	4,94	5,24	5,58	5,88	6,22	6,22
Суточный пробег одного самосвала	км		110,0	123,1	135,1	144,5	152,7	160,8	167,0	173,5	178,4	178,4
Годовой пробег автотранспорта	тыс. км		145,69	178,06	210,43	242,81	275,18	307,56	339,93	372,31	404,68	404,68
Дизельное топливо	т	1 440 667	72842,7	89030,0	105217,2	121404,5	137591,8	153779,0	169966,3	186153,6	202340,8	202340,8
Моторное масло	т/год	43 220	2185,3	2670,9	3156,5	3642,1	4127,8	4613,4	5099,0	5584,6	6070,2	6070,2
Автошины	компл.	613	21,1	28,2	35,9	44,7	54,4	64,5	75,8	87,6	100,6	100,6

Таблица 3.21 –Расчет количества самосвалов на транспортировке руды

Показатели	Ед.изм.	Итого	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037
Объем перевозки	т	11 013 227	1 101 323	1 101 323	1 101 323	1 101 323	1 101 323	1 101 323	1 101 323	1 101 323	1101323	1101323
Сменная производительность	т		3378,0	3131,4	2918,4	2750,0	2584,3	2451,4	2318,9	2200,0	2145,0	2092,7
Грузоподъемность автосамосвала	т		65	65	65	65	65	65	65	65	65	65
Потребность рейсов в смену	рейс		5	11	21	21	21	21	21	21	21	21
Расстояние транспортировки (в один конец)	км		1,3	1,5	1,7	1,9	2,1	2,3	2,5	2,7	2,7	2,7
Средняя скорость движения	км/ч		25	25	25	25	25	25	25	25	25	25
Время движения туда и обратно	мин.		6,2	7,2	8,2	9,1	10,1	11	12	13	13	13
Время погрузки автосамосвала	мин.		2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5
Время выгрузки автосамосвала	мин.		1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Время на маневры	мин.		3	3	3	3	3	3	3	3	3	3
Оборот одного автосамосвала	мин.		12,7	13,7	14,7	15,6	16,6	17,5	18,5	19,5	20	20,5
Возможное количество рейсов в смену 1 автосамосвала	рейс		52	48	45	42	40	38	36	34	33	32
Коэффициент использования раб.парка			0,95	0,95	0,95	0,95	0,95	0,95	0,95	0,95	0,95	0,95
Коэффициент технической готовности			0,73	0,73	0,73	0,73	0,73	0,73	0,73	0,73	0,73	0,73
Расчетный рабочий парк автосамосвалов	ед.		0,64	0,69	0,75	0,79	0,84	0,89	0,94	0,99	1,01	1,04
Суточный пробег одного самосвала	км		135,1	144,5	152,7	160,8	167,0	173,5	178,4	182,8	178,2	173,9
Годовой пробег автотранспорта	тыс. км		31,8	36,6	41,5	46,4	51,3	56,2	61,1	66,0	66,0	66,0
Дизельное топливо	т	261 420	15881	18324	20767	23210	25653	28097	30540	32983	32983	32983
Моторное масло	т/год	7 843	476,4	549,7	623,0	696,3	769,6	842,9	916,2	989,5	989,5	989,5
Автошины	компл.	21	1,3	1,5	1,7	1,9	2,1	2,2	2,4	2,6	2,6	2,6

3.5 Вспомогательные работы

Для механизированной очистки рабочих площадок и для формирования предохранительных и транспортных берм предусматриваются экскаваторы с малой емкостью ковша. Породу, извлекаемую при зачистке, складировать у нижней бровки уступа с целью ее погрузки при отработке следующей экскаваторной заходки. Планировка трассы экскаватора и выравнивание подошвы уступов также осуществляется бульдозерами.

Очистка дорог от снега, осыпей, грязи и формирование дорожного покрытия производится с помощью автогрейдера. Для предотвращения и ликвидации гололеда применяются абразивные материалы (песок, шлак, каменные высевки) для посыпки с целью увеличения сцепления колес автомашин с поверхностью обледеневшей дороги. Для лучшего закрепления абразивных материалов к ним следует добавлять хлористый кальций или карбонат кальция.

Для обслуживания дорог и зачистки подъездов в забой предусматривается бульдозер.

Борьба с пылью на дорогах предприятия будет осуществляться путем их орошения водой. Для этих целей будет использоваться поливочная машина. Этой же машиной будет осуществляться уборка снега.

Полный перечень и количество вспомогательного оборудования приведен в таблице 3.23.

Таблица 3.23– Перечень основного и вспомогательного оборудования на ОГР

Тип оборудования	К-во, ед.
Зарядная машина типа МСЗУ-15-НП-К на базе автомобиля КамАЗ-43118	1
Бульдозер типа Б10М на базе трактора Т-170	1
Автосамосвал типа КамАЗ-6522	2
Автобус типа КамАЗ-4208(Вахтовка)	1
Бутобой (гидромолот)	1
Автогрейдер ДОРМАШ ДЗ-98	1
Бульдозер Shantui SD-32, масса 37 тон	2
Топливозаправщик КамАЗ 43118	1
Погрузчик фронтальный НІТАСНІ ZW180	1
Caterpillar 303C CR Миниэкскаватор	1
Полвочная машина на базе LGMGMS40	1

3.6 Проветривание карьеров и борьба с пылью

3.6.1 Проветривание

Причиной весьма сильного, но, как правило, кратковременного загрязнения атмосферы карьеров и прилегающего района являются взрывные работы. Газопылевое облако при мощном массовом взрыве выбрасывается на высоту, превышающую глубину карьера.

При производстве иных видов горных работ обеспечение нормальных атмосферных условий осуществляется за счет естественного проветривания.

Оценка геометрии карьера с точки зрения эффективности проветривания ветром выполняется исходя из отношения глубины карьера H к среднему размеру карьера L по поверхности (средний размер $L = \sqrt{L_d * L_{ш}}$, где L_d и $L_{ш}$ - длина и ширина карьера по поверхности).

При $H/L \geq 0.1$ считать карьер слабопроветриваемым.

Расчет проветриваемости карьеров приведен в таблице 3.24.

Таблица 3.24– Расчет проветриваемости карьеров

Наименование параметров	Ед. изм.	Обозначение	Значение
Длина по верху	м	L_d	960
Ширина по верху	м	$L_{ш}$	880
Глубина	м	H	300
Проветриваемость карьера		H/L	0,31

Оценка геометрии карьеров с точки зрения эффективности проветривания после взрыва показала, что карьеры являются слабопроветриваемыми естественным путем.

Учитывая, что в районе производства работ частые ветра, а также сокращение объемов взрывных работ на нижних горизонтах, обеспечение нормальных атмосферных условий в карьере будет осуществляться за счет естественного проветривания.

В связи с этим искусственное проветривание с помощью вентиляторных установок и иными способами не предусматривается.

3.6.2 Борьба с пылью

Пылеподавление – комплекс мероприятий по борьбе с пылью, направленных на связывание образовавшейся или образующейся при работе машин пыли путем подачи в зоны возможного ее выделения орошающей жидкости (орошение).

Пылеподавление производится в теплый период года при плюсовой температуре (с апреля по ноябрь, 210 дней в году). В соответствии с п.303 Методических рекомендаций ОГР для пылеподавления на карьерах применяется полив автодорог водой с помощью специальной оросительной техники с периодичностью пять раз в сутки в теплый период. Удельный расход воды при орошении дорог составляет 1 л/м². Расход воды на полив дорог приведен в таблице 3.25.

Таблица 3.25– Расход воды на полив дорог

Категория	Ед.изм.	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037
Протяженность дорог	м	900	1100	1300	1500	1700	1900	2100	2300	2500	2700
Ширина дороги	м	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20
Площадь дорог	м.кв	18 000	22 000	26 000	30 000	34 000	38 000	42 000	46 000	50 000	54 000
Период орошения	дней/год	210	210	210	210	210	210	210	210	210	210
Норма расхода воды	л/м.кв	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
Периодичность орошения	раз в сут.	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6
Расход воды	м.куб/год	22 680	27 720	32 760	37 800	42 840	47 880	52 920	57 960	63 000	68 040

В случае недостаточной эффективности пылеподавления с использованием воды на практике должны применяться обеспыливающие составы с использованием специальных реагентов и пены.

ГЛАВА 4. ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕ

4.1 Выбор способа и технологии отвалообразования

Размещение вскрышных пород месторождения предусматривается на внешних отвалах. Внутрикарьерное отвалообразование настоящим планом горных работ не предусматривается в связи с тем, что под карьерами могут залегать не вовлекаемые в разработку потенциальные запасы руды. Внутреннее отвалообразование в данном случае не представляется возможным в соответствии с п.1746 Правил обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы.

Общий объем пород, размещаемых в отвалах, приведен в таблице 4.1.

Таблица 4.1– Объемы размещения вскрышных пород

Отвал	Вскрышные породы, м ³		
	В целике*	Коэф.разрых.	В разрыхленном состоянии
Отвал пустой породы	72 963 246	1,16	84 637 366

* за вычетом ПРС

Отвалы вскрышных пород формируются в три яруса, высотой 10-30метров.

Общая площадь определяется в зависимости от объема вскрышных пород, который должен быть размещен в отвале за срок существования карьера, а также в зависимости от высоты отвала:

$$S = \frac{W * K_p}{h_1 + n * h_n}, \text{ м}^2 \quad (4.1)$$

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

K_p – коэффициент разрыхления пород в отвале;

h – высота яруса;

n – коэффициент заполнения площади вторым и третьим ярусом, 0,4-0,8.

Показатели работы отвального хозяйства приведены в таблице 4.2.

Таблица 4.2– Показатели работы отвального хозяйства

№	Наименование показателей	Ед. изм.	Отвал пустой породы
1	Занимаемая площадь	тыс.м ²	1175,5
2	Количество ярусов	шт	3
3	Высота первого яруса	м	до 30
4	Высота второго яруса	м	30
5	Высота третьего яруса	м	30
6	Продольный наклон въезда на отвал	‰	8
7	Ширина въезда	м	20
8	Угол откоса ярусов	град	35
9	Ширина предохранительных берм	м	25

4.2 Календарный план отвалообразования.

Развитие отвала будет происходить с первоначально сооруженных пионерных насыпей на высоту отвала.

При данной схеме автосамосвалы, перевозящие вскрышные породы ведут разгрузку вблизи кромки отвала. После выгрузки породы самосвалами, бульдозер сталкивает образовавшуюся кучу под откос, при этом, формируя и планируя отвал.

Таблица 4.4 - Календарный план отвалообразования.

Наименование	ед.изм	Год отработки				
		2028	2029	2030	2031	2032
Склад ПРС						
Высота	м	5	5	5	5	5
Объем итого	тыс.м ³	53,98	107,96	161,94	215,92	269,9
площадь	м ²	11444	22888	34331	45775	64700
Отвал пустой породы						
Высота	м	30	30	30	30	60
Объем	тыс.м ³	7 297	14 594	21 890	29 187	36 484
площадь	тыс.м ²	282,1	564,3	846,4	1128,6	1175,5

ГЛАВА 5. СКЛАДИРОВАНИЕ

5.1 Складирование руды

При разработке карьеров месторождения проектом предусмотрена транспортировка руды автосамосвалами до рудных складов, расположенных в непосредственной близости к карьерам, далее с рудных складов руда отправляется на дробильно-сортировочные установки (ДСУ), расположенные к западу от Отвала рудной зоны 1.

Общий объем транспортировки балансовых руд за весь период работы карьеров составит 11013,2 тыс.м³. При этих объемах складирования руды и применении автомобильного транспорта целесообразно принять схему складирования с использованием бульдозера.

Емкость рудного склада принимается равной объему добычи за 1 месяц. При максимальной годовой производительности 1 101 323м³ вместимость склада должна составлять 91776,89 м³. При высоте склада 5 м и коэффициенте разрыхления 1,16 площадь его составит 23,7 тыс.м². Параметры рудного склада приведены в таблице 5.1.

Попутно добываемая забалансовая руда складировается отдельно.

Возведение въезда на склады и планировка бровки осуществляется с помощью бульдозера.

Технологический процесс складирования при автомобильном транспорте состоит из операций: разгрузки автосамосвалов, планировки разгрузочной бровки.

Автосамосвалы должны разгружать полезное ископаемое, доезжая задним ходом до ограничителя на бровке уступа. В качестве ограничителя используют вал, оставляемый на бровке склада в виде ориентирующего вала.

Разгрузка машин может быть произведена на любом участке бровки. Для этого лишь требуется, чтобы место разворота машин было расчищено от крупных кусков руды.

Объем склада забалансовых руд рассчитан на складирование всех попутно извлекаемых забалансовых запасов в течение всего периода отработки проектных карьеров.

Параметры склада забалансовых руд приведены в таблице 5.2.

Таблица 5.1– Параметры рудного склада

Параметры	Ед. изм.	Значения
Месячный объем извлеченных руд в целике	тыс.т	30,7
	тыс.м ³	91,8
Объем склада руды с учетом Кразр=1,16	тыс.м ³	106,5
Занимаемая площадь	тыс.м ²	23,7
Количество ярусов	шт	1
Высота	м	до 5
Продольный наклон въезда на отвал	%	8
Ширина въезда	м	20
Угол откоса ярусов	град	35

5.2 Складирование почвенно-растительного слоя

Перед началом работ с проектной площади необходимо снять почвенно-растительный слой (ПРС), в таблице 5.3 приведены объемы снятия ПРС. Параметры складов ПРС приведены в таблице 5.4.

Таблица 5.3– Объемы по снятию ПРС

Наименование	Площадь снятия, тыс.м ²	Мощность слоя, м	Объем в целике, тыс.м ³	Кр	Объем на складах, тыс.м ³
Карьер	24,52	0,2	4,9	1,06	5,2
Отвал	1172,9	0,2	229,7	1,06	248,7
Склад балансовой руды	23,7	0,2	4,7	1,06	5,0
Пруд-испаритель №1	62,5	0,2	12,5	1,06	13,3
Автодороги	90,2	0,2	18,0	1,06	19,1
Всего	1409,3		269,9		291,2

Таблица 5.4– ежегодный объем снятия ПРС

№ПП	Наименование	Ед.изм	2028	2029	2030	2031	2032
1	карьер	м ³	0,98	0,98	0,98	0,98	0,98
2	отвал	м ³	17,8	53	53	53	53
3	Склад руды	м ³	4,7				
4	Пруд испаритель	м ³	12,5				
5	автодороги	м ³	18				

Таблица 5.5– Параметры склада ПРС

Параметры	Ед. изм.	ПРС 1
Площадь основания	тыс.м ²	64,7
Высота	м	5
Объем ПРС	тыс.м ³	269,9

ГЛАВА 6. КАРЬЕРНЫЙ ВОДОУЛИВ

6.1 Геологическое строение участка

В геологическом строении месторождения Каскырказган принимают участие отложения итмурундинской свиты и породы верхнего ордовика. Породы итмурундинской свиты являются рудовмещающими и представлены эффузивно-осадочными образованиями верхнепротерозойского возраста. Эта свита на месторождении сложена большим количеством горизонтов различных осадочных, эффузивно-осадочных и эффузивных пород основного и среднего состава, преобладающими среди которых являются горизонты спилитов и диабазов.

6.2 Гидрогеологические условия участка

Гидрогеологические условия месторождения простые, поверхностные водотоки отсутствуют, а подземные воды связаны с зоной открытой трещиноватости пород итмурундинской свиты, мощность которой 30-40 м, а вдоль тектонических нарушений до 50-60 м. Глубина залегания уровня подземных вод 20-25 м.

Подземные воды, в целом, безнапорные и залегают на глубине 7,8-15,2 м. Обводненность отложений незначительная, дебиты скважин колеблются от 0,7 до 5 л/сек, при понижениях уровня воды на 10-12,6 м.

Коэффициент фильтрации водовмещающих пород достигает в среднем 0,7 м/сут.

6.3 Расчет водопритоков

6.3.1 Характеристика водоотведения

Конструктивные параметры карьеров принимались с учетом горнотехнических условий месторождения и физико-механических свойств вмещающих пород. В таблице 6.1 представлены основные параметры карьера.

Таблица 6.1—Основные параметры карьеров

Наименование параметров	Ед.изм.	Карьер
Площадь	тыс.м ²	24,52

6.3.2 Расчет подземных водопритоков

При разработке карьеров будет происходить водоприток по бортам и по дну. Водоприток в карьер будет формироваться за счет дренирования подземных вод.

Прогноз водопритоков в существующих условиях предполагается выполнить гидродинамическим методом.

Расчет ориентировочного водопритока в карьеры выполняется для схемы:

- совершенный карьер, водоносный пласт;
- глубина разработки карьера;
- глубина залегания подземных вод.

Безнапорные водопритоки рассчитываются по формуле:

$$Q = \frac{1,36kH^2}{\log(R+r_0) - \log r_0} \quad (6.1)$$

где

Q - приток подземных вод в карьер, м³/сутки;
 k – коэффициент фильтрации, 0,7 м/сут;
 H - мощность водоносного горизонта, 12÷14,4 м;
 R - приведенный радиус влияния водоотлива, м;
 r_0 - Приведенный радиус, м.

Расчет водопритока подземных вод по карьерам представлен в таблице 6.5

Таблица 6.5–Расчет водопритока подземных вод

Наименование	Обозначение	Ед. изм.	Карьер
Площадь карьера	F	м ²	245170
Коэффициент фильтрации	k	м/сут	0,7
Время эксплуатации карьера	t	год	20
		сут	7300
Мощность водоносной зоны	H	м	14,4
Расчетные данные			
Приведенный радиус большого колодца	r_0	м	421,2
Коэффициент водоотдачи вмещающих пород	μ		0,11
Коэфф уровнепроводности	a		90,7
Приведенный радиус влияния водоотлива	$R_{пр}$	м	1641,4
Приток подземных вод	Q	м ³ /сут	427,34
		м ³ /ч	17,81

6.3.3 Расчет притока дождевых осадков

Расчет среднегодового водопритока за счет дождевых осадков (Q_d) вод, стекающих с территорией коллектора, определяется по формуле:

$$Q_d = 10 \cdot h_d \cdot \lambda \cdot F, \quad (6.2)$$

Где F - площадь стока коллектора, м²;
 h_d - слой осадков за тёплый период года – 0,72 м.
 λ - общий коэффициент стока дождевых – 0,2.

Расчет водопритока дождевых вод представлен в таблице 6.6

Таблица 6.6– Расчет водопритока дождевых вод

Наименование	Площадь поверх-ти	коэфф. поверхностног о стока	слой осадков за тёплый период года	объем дождевого водопритока
Обозначения	F	λ	hд	Qд

Единицы изм.		м ²	доли ед.	м	м ³ /Год	м ³ /ч
Карьеры	№1	245170	0,2	0,072	3530	1.0

6.3.4 Расчет притока ливневых осадков

Расчет водопитока в карьер за счет ливневых осадков на конец отработки карьера ($Q_{л}$) вод, стекающих с территорией карьера, определяется по формуле:

$$Q_{л} = \frac{\lambda \cdot F \cdot \gamma \cdot N}{t_{л}} \quad (6.3)$$

где λ - общий коэффициент стока – 0,2;
 F - площадь стока коллектора, м²;
 Y - коэффициент простираемости ливневого дождя, составляет 1,0;
 N - максимальное суточное количество ливневых осадков, м – 0,03 м, (по данным метеостанции за многолетний период наблюдений);
 t_l – длительность выпадения ливня, 24 часа.

Расчет водопритока ливневых вод по карьерам представлен в таблице 6.7

Таблица 6.7–Расчет водопритока ливневых вод

Наименование	Площадь поверхности	коэфф. поверхностного стока	коэфф. простираемости дождя	слой осадков за ливень	длительность выпадения ливня	объем ливневого водопритока
Обозначения	F _b	λ	y	N	t_l	Q _л
Единицы	м ²	доли ед.	доли ед.	м	ч	м ³ /ч
Карьер	245170	0,2	1	0,03	24	61,3

6.3.5 Расчет притока за счет снеготаяния

Расчет водопритока в карьер за счет снеготаяния на конец отработки карьера (Q_c) вод, стекающих с территорий карьера, определяется по формуле:

$$Q_c = \frac{\lambda \cdot \beta \cdot m \cdot c \cdot h \cdot t \cdot F}{t} \quad (6.4)$$

где λ - общий коэффициент стока – 0,2;
 β - коэффициент, учитывающий степень удаления снега из карьера в процессе вскрышных и добычных работ, $\beta=0,2 \div 1$;
 ht - слой осадков за холодный период, м – 0,02
 F - площадь стока коллектора, м²;
 t – средняя продолжительность снеготаяния, сут. -15.

Расчет водопритока за счет снеготаяния представлен в таблице 6.8

Таблица 6.8–Расчет водопритока за счет снеготаяния

Наименование	Площадь поверх-ти	коэфф. поверхностно го стока	коэфф. удаления снега при разработке карьера	Слой осадков за холодный период	длитель- ность снего- таяния	приток снеготалых вод	
Обозначения	F	λ	β	hт	t	Qс	
Единицы	м ²	доли ед.	доли ед.	м	сут	м ³ /сут	м ³ /ч
Карьеры	245170	0,2	0,5	0,02	15	32,7	1,4

6.4 Водоотлив

Водопритоки сведены в таблице 6.9

Таблица 6.9– Водопритоки

Наименование		Ливневый приток	Дождевой приток	Приток за счет снего- таяния	Приток подзем- ных вод	Общий водопри- ток	Нормальный водоприток
Обозначение		м ³ /ч	м ³ /ч	м ³ /ч	м ³ /ч	м ³ /ч	м ³ /ч
Карьеры	№1	61.3	1.0	1.4	17.81	81.51	18.81

Осушение карьеров с помощью организованного водоотлива будет вестись параллельно с горными работами.

Поступающая с горизонтов вода, по системе прибортовых канав собирается в водосборники (зумпфы), из которых будет отводиться в пруды-испарители. Зумпфы в карьерах располагаются на дне карьеров, а места для зумпфов отвалов и складов выбираются в самой нижней части рельефа местности.

Производительность насосов рассчитывается из условия, что насос должен откачивать суточный нормальный приток воды в карьер не более чем за 20 часов работы в сутки определяется по формуле:

$$Q_{\text{нас}} = \frac{24 \cdot Q_{\Sigma}}{20} \quad (6.5)$$

где Q_{Σ} - общий водоприток, м³/час;
24 – количество часов в сутках;
20 - количество часов работы насосов.

Исходные данные для подбора насосов сведены в таблицу 6.10.

Таблица 6.10–Исходные данные для подбора насосов

Наименование	Мах водоприток	Производительность насосной станции
Ед, измерения	м ³ /ч	м ³ /ч
Карьер	81,51	97,8

6.4.1 Расчет насосов

Производительность насоса рассчитывается из условия, что насос должен откачивать суточный максимальный приток воды. Манометрический напор рассчитывается из условия максимальной глубины установки насоса до горизонта, потерь напора по длине трубопровода, потерь на трубопроводные фитинги.

Расчеты трубопроводов и потерь водовода показаны в таблице 6.11.

Таблица 6.11–Расчеты трубопроводов и потерь водовода

Наименование	Ед. изм.	Карьеры
Производительность насосной станции, Q	м ³ /час	97,8
Отметка уровня насоса	м	310
Максимальная отметка уровня трассы	м	550
Длина трассы водовода до поверхности, L	м	550
Наружный \varnothing трубы, d	мм	219
Толщина стенки трубы, s	мм	5
Трубы		Металл

Расчетные данные		
Геометрическая высота подъема воды, Нг	м	240
Внутренний Ø трубы, d_p	м	0,209
Площадь сечения трубы, F	м²	0,0343
Скорость воды в трубе, v	м/сек	1,51
Гидравлический уклон потерь на трение в трубе на 1 м длины, i	м/м	0,009730
Потери напора по длине водовода, Нд	м	5,4
Потери в фитингах и арматуре, Нм	м	0,54
Суммарные потери напора, Н	м	245,9

По характеристикам Q_{нас} и суммарных потерь напора Н выбираются насосы.

Характеристики выбранных насосов ЦНС представлены в таблице 6.12.

Таблица 6.12–Характеристики насосов ЦНС

Наименование	Расход м ³ /час	Н, м	Марка насоса	Мощность, кВт	Диаметр напорной линии, мм
Карьер	97,8	245,9	ЦНС 120-700	370	219x5

Поступающая вода, по системе прибортовых канав и перепускных сооружений, собирается на нижние горизонты в водосборники (зумпфы). По мере углубки карьера и расширения отвала строятся временные зумпфы, удлиняется трубопровод. В карьере - 1 насос в работе 1 в резерве,.

Ёмкость зумпфов рассчитана на нормальный 3-х часовой водоприток. Полная глубина водосборника принимается равной 3,5 м, максимальный уровень воды на 0,5 м ниже верха зумпфов.

Объем и размеры зумпфов представлены в таблице 6.13.

Таблица 6.13–Объем и размеры зумпфов

Наименование	Максимальный водоприток вод Q, м ³ /час	Ёмкость зумпфа, м ³	Размеры зумпфа, м
Карьер № 1	97,8	294	12x12x2,0

Отвод воды с зумпфов будет осуществляться по напорным трубопроводам. Для отвода воды от насосных станций водосборников предусматриваются два напорных трубопровода, один из которых резервный. Трубопроводы стальные выполнены по ГОСТ 10704-91. Диаметры трубопроводов рассчитаны на пропускную способность требуемого расхода и скорости воды.

трубопроводы рассчитаны на скорость воды в трубопроводе 0,7-1,1 м/с, напорные трубопроводы на скорость воды в трубопроводе 1,0-2,5 м/с.

6.4.2 Водоотлив подотвальных и складских вод

Для сбора подотвальных и складских вод предусмотрены дренажные канавы по периметру отвала и складов, по уклону рельефа для обеспечения самотечного отвода воды. На самой низкой точке отвалов и складов устанавливаются устройства сбора - емкости - металлические или стеклопластиковые. Объем емкости рассчитан на 8-ми часовой максимальный водоприток.

Из емкости вода вывозится автоцистернами в пруды-испарители.

6.5 Пруд–испаритель

6.5.1 Общие сведения

В системах водотведения горно-обогатительных предприятий для сбора карьерных вод предусматривается пруд-испаритель, представляющий собой земляную емкость полностью заглубленного типа. Пруд-испаритель размещается с наиболее благоприятными геологическими и гидрогеологическими условиями, чтобы не допустить фильтрации и загрязнения почвы и грунтовых вод. Котлованным типом создается необходимая емкость для пруда-испарителя.

В пруду-испарителе происходят процессы самоочищения, а также дополнительное осветление воды.

Этот пруд-испаритель служит для хранения карьерных вод в течение полной отработки карьера. При сооружении пруда-испарителя необходима полная гидроизоляция пруда для исключения загрязнения подземных вод.

Пруд-испаритель односекционный. Необходимая степень очистки карьерной воды от взвешенных частиц достигается путем отстоя в пруде-испарителе.

6.5.2 Типовая схема устройства пруда-испарителя

Основу пруда-испарителя составляет котлован, дамба обвалования и противофильтрационный экран из водонепроницаемого материала. Конструкция пруда в большой степени зависит от рельефа местности, геологического строения и гидрологических условий района.

Расчет пруда-испарителя следует вести в зависимости от объемов водопритока, расходов на собственные нужды и другими потребителями.

Пруд-испаритель одновременно выполняет функцию пруда-испарителя, который служит непосредственно для испарения воды. Поэтому пруд-испаритель имеет небольшую глубину и большую площадь, чтобы обеспечить максимальное испарение.

6.5.3 Расчет вместимости пруда-испарителя

Согласно вышеприведенным расчетам поступления карьерных и атмосферных вод, проведены расчеты по определению габаритов и глубины прудов.

Проектом предусматривается 1 пруд – для Карьера. Размеры прудов (ДхШхГ) по зеркалу воды указаны в таблице 6.14.

Расчеты по прудам-накопителям приведены в таблице 6.14.

Таблица 6.14–Расчеты по прудам-накопителям

Наименование		Общий годовой водоприток, м ³	Годовое водопотребление, м ³	Кол-во сбрасываемой воды в пруды, м ³ /год	Размеры пруда (ДхШхГ) по зеркалу воды, м	Испарение пруда, м ³ /год	Годовой остаток воды, м ³	Остаток воды за период эксплуатации, м ³	Срок испарения воды после прекращения работ, г
Карьеры	№1	160000	46800	113200	250х250х5,9	65625	47575	475750	7,2

**Более детальное проектирование пруда накопителя-испарителя должно рассматриваться отдельно и разрабатываться в разделе гидротехнических решений.*

Очистки карьерной воды от взвешенных частиц и нефтепродуктов предусмотрена 2-х этапная очистка. 1 этап – отстаивание и осаждение взвешенных частиц в зумпфе карьера. 2 этап – на поверхности в прудах-испарителях, на водном зеркале которых устанавливаются гидрофобные сорбирующие боны ОРВ20.

Принцип работы сорбирующих бонов ОРВ20

Очистка от нефтепродуктов выполняется путем сорбирования на бонах типа ОРВ20. Гидрофобные сорбирующие боны ОРВ20 представляют собой готовое для самостоятельного использования изделие. Конструктивное исполнение бонов: внешний материал – сетка и нетканый материал, устойчивые к воздействию ультрафиолета; наполнитель – гидрофобный сорбент из полипропиленового микроволокна; 2 кольца и 2 карабина для крепления бонов и соединения в непрерывную цепочку; полипропиленовая плетеная веревка для предотвращения разрыва бона.

Сорбирующие боны обладают высокой сорбционной емкостью и высокой скоростью поглощения жидкости.

Предназначены для разового, постоянного или долговременного, сбора и удаления нефти, нефтепродуктов (бензин, дизельное топливо, моторных масел, жиров, органических растворителей и прочих углеводород содержащих веществ) в широком диапазоне температур, при ликвидации загрязнений в водоемах со стоячей и проточной водой.

Сорбирующие боны - гидрофобные (не впитывают воду) и сохраняют постоянную плавучесть на поверхности даже после полного насыщения нефтепродуктами.

Регенерация утилизация и хранение

При необходимости сорбирующий бон можно регенерировать (отжать любым механическим способом или вручную) и использовать повторно. Отжим

(регенерация) позволит сократить количество бонов. В случае разрушения, бон заменяется новым обеспечивая постоянную очистку. Утилизация осуществляется путем сжигания, захоронения или передачи использованных бонов специальным учреждениям. Рекомендуемым способом утилизации использованных бонов является их сжигание в специальных установках (например, Факел) предназначенных для сжигания нефтесодержащих продуктов, образующихся при проведении работ, связанных с ликвидацией последствий аварийных разливов нефтепродуктов. Зольный остаток при сжигании не более 2% от массы чистого сорбента. Выбор способа утилизации, зависит от химических свойств поглощенных продуктов. Складские помещения должны соответствовать требованиям пожарной безопасности и требованиям безопасности зданий и сооружений. Хранить в хорошо проветриваемом, крытом и защищенном от воздействия прямых солнечных лучей помещении. Рекомендуемая температура хранения: от - 20° С до +30° С. В целях сохранения сорбционной способности сорбенты необходимо хранить таким образом, чтобы они подвергались наименьшей нагрузке. Те же рекомендации касаются перевозки и других манипуляций с сорбентами.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы, Приказ Министра по инвестициям и развитию РК от 30 декабря 2014 года №352.
2. Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, Приказ Министра по инвестициям и развитию РК от 30 декабря 2014 года №343.
3. Методические рекомендации по технологическому проектированию горнодобывающих предприятий открытым способом разработки, согласованные Приказом Комитета по Госконтролю за ЧС и ПБ РК от 19.09.2013 г. №42
4. Справочник. Открытые горные работы. К.Н. Трубецкой, М.Г. Потапов, К.Е. Виницкий, Н.Н. Мельников и др. -М: Горное бюро, 1994 г.
5. Кодекс РК «О недрах и недропользовании» от 27 декабря 2017 г. №125-IV.
6. Закон РК «О гражданской защите» от 11 апреля 2014 г. №188-V.
7. Трудовой Кодекс Республики Казахстан от 23.11.2015 г. №414-V.
8. Земельный Кодекс РК от 20 июня 2003 г. №442-II.
9. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. Ржевский В.В., М., 1980 г.
10. Краткий справочник по открытым горным работам под редакцией Мельникова Н.В., г. Москва, —Недра, 1982 г.
11. В.В. Ржевский, М.Г. Новожилов, Б.П. Юматов. Научные основы проектирования карьеров, М.: Недра, 1971 г.
12. В.В. Ржевский. Открытые горные работы. Часть 1. М.: Недра, 1985 г.
13. Скабалланович И.А. «Гидрогеологические расчёты», М.1960 г.
14. Абрамов С.К. и др. «Защита карьеров от воды», М.1976 г.
15. Шевелев Ф.А., Шевелев А.Ф. Таблицы для гидравлического расчета водопроводных труб, издание 9-е, 2009 г.
16. Правила техники безопасности при эксплуатации электроустановок потребителей, приказ Министра энергетики РК от 19.03.15 г. №222.
17. Правила устройства электроустановок, приказ Министра энергетики РК от 20.03.15 г. №230.
18. Правила пожарной безопасности, утвержденные приказом Министра по чрезвычайным ситуациям Республики Казахстан от 21 февраля 2022 года № 55.29.

