

ТОВАРИЩЕСТВО С ОГРАНИЧЕННОЙ ОТВЕТСТВЕННОСТЬЮ

ТОО «Ер-Тай»

Регистрационный номер

Гриф ограничения доступа
к документу не секретно

Инв. № _____

Экз. № _____

Утверждаю

Директор ТОО «Ер-Тай»

Турганбекова Г.С.



« _____ » 2026г.

ПЛАН ГОРНЫХ РАБОТ ЗОЛОТОПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ КОСКУДУК

Книга 1

Предприятие **ТОО «Ер-Тай»**

Документ **План горных работ золотополиметаллического
месторождения Коскудук**

Часть **Пояснительная записка**

г. Алматы, 2026г.

СПИСОК ИСПОЛНИТЕЛЕЙ

Главный инженер проекта Маннанов А.У. 

Главный геолог

Книга 1: разделы 1, 2

Токтар А. 

Начальник ПТО

Книга 1: текстовые приложения

Маннанов А.У.

Книга 2: графические материалы

Директор рудника

Книга 1: введение, разделы 3, 4, 5, 6, 7, текстовые и табличные приложения

Альжаппаров А.Г. 

Книга 2: графические материалы

Горный инженер

Книга 1: раздел 3,10, табличные приложения

Мирошник А. 

Инженер-эколог

Книга 1: разделы 8, 9

Куденко В. 

Нормоконтролёр

Жекеева С. 

РЕФЕРАТ

«План горных работ золотополиметаллического месторождения Коскудук», по состоянию на 01.01.2026 г состоит из:

- Книга 1 «Текст отчёта» содержит 129 страниц; 37 таблиц, 24 рисунков, 22 библиографических ссылки, 7 текстовых приложений и 5 табличных приложений в формате Excel.
- Книга 2 «Графические приложения» из 11 листов.

Золотополиметаллическое месторождение Коскудук располагается в Актогайском районе Карагандинской области. Рудные залежи месторождения представлены массивными и прожилково-вкрапленными рудами. Вмещающими породами рудных тел являются кремнистые, глинисто-кремнистые, известковистые сланцы. Падение рудных тел западное под углами 22-35. Выделено два типа руд: окисленные до глубины в среднем 25 м и сульфидные. В обоих типах основным полезным компонентом является золото, свинец с попутным серебром. В сульфидной части прослеживается дополнительно цинк.

Основанием для выполнения корректировки Плана горных работ является отчет о переоценке запасов золотополиметаллических руд месторождения «Коскудук», выполненный по стандартам KazRC документ №273/25 от 19.06.2025г., утвержден по Протоколу №31-09/202094 от 21.07.2025г. Комитетом геологии Министерства промышленности и строительства Республики Казахстан. Минеральные ресурсы и запасы месторождения приняты на государственной учет по состоянию на 02.01.2024г. Всего утверждено и поставлено на баланс предприятия по окисленной руде минеральные ресурсы в количестве 556 тыс.т и минеральные запасы 606тыс.т. Среднее содержание золота 1,55 г/т, серебра 17,73 г/т, содержание свинца 1,72 %. При средних содержаниях по запасам -1,49 г/т золота и 15,29 г/т

По сульфидной руде приняты минеральные ресурсы в количестве 1039тыс тонн и минеральные запасы 1009тыс тонн. Средние содержания золота составляет 0,92 г/т, серебра 21,48 г/т, свинца 1,43 %, цинка 1,82 %. Средние содержания по запасам составляют золота 1,01 г/т, серебра 17,61 г/т, свинца 1,25%, цинка 1,60%. Всего по месторождению Коскудук приняты минеральные ресурсы в количестве 1 595 тыс тонн, минеральные запасы 1 615тыс тонн.

Вскрытие месторождения осуществляется съездами по северо-западному борту карьера. Система разработки принята цикличная, с внешним отвалом. Для вскрышных и добычных работ используются гидравлические экскаваторы и карьерные автосамосвалы. Горные работы ведутся с

соблюдением требований промышленной безопасности и рационального недропользования.

Технико-экономическая оценка подсчитанных по стандартам KazRC запасов показала, что разработка месторождения является рентабельной.

Составитель реферата

ОГЛАВНЕНИЕ

РЕФЕРАТ	3
ВВЕДЕНИЕ	8
РАЗДЕЛ 1 ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О МЕСТОРОЖДЕНИИ	9
1.1 Изученность месторождения.....	11
РАЗДЕЛ 2 ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ	13
2.1 Краткая характеристика геологии рудного района	13
2.1.1 Стратиграфия.....	14
2.1.2 Интрузивные породы.....	15
2.1.3 Тектоника	17
2.2 Геологическое строение месторождения.....	18
2.3 Вещественный состав руд.....	18
2.4 Морфология рудных тел.....	20
2.5 Технологические типы руд.....	22
2.6 Качественная характеристика и технологические свойства руд	22
2.7 Гидрогеологические особенности месторождения	23
2.8 Разведанность месторождения.....	24
2.9 Запасы месторождения.....	26
РАЗДЕЛ 3 ГОРНАЯ ЧАСТЬ	28
3.1 Современное состояние горных работ.....	28
3.2 Выбор способа разработки месторождения	28
3.3 Границы отработки и параметры карьера.....	29
3.4 Потери и разубоживание. Эксплуатационные запасы по горизонтам	30
3.5 Формирование углов откосов уступов и бортов карьера.....	33
3.6 Оценка устойчивости бортов карьера.....	33
3.7 Режим работы рудника	37
3.8 Производственная мощность предприятия	37
3.9 Система разработки и структура комплексной механизации	38
3.9.1 Система разработки и структура комплексной механизации	38
3.9.2 Параметры основных элементов системы разработки.....	41
3.9.3 Параметры автодорог и транспортных берм	42
3.9.4 Основные параметры проектного карьера	45
3.9.5 Элементы системы разработки.....	47
3.9.6 Календарные графики вскрышных и добычных работ	47
3.10 Буровзрывные работы	47
3.10.1 Обоснование выбора бурового станка.....	48
3.10.2 Технологические требования к крупности дробления.....	49
3.10.3 Классификация пород по взрываемости	49
3.10.4 Выбор типа ВВ и средств взрывания	52

3.10.5	Расположение и порядок взрывания скважинных зарядов	56
3.10.6	Основные виды схем бурения	56
3.10.7	Основные виды схем взрывания	58
3.10.8	Расчёт производительности буровых станков и их количества..	60
3.10.9	Расчёт опасных зон	61
3.11	ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫЕ РАБОТЫ	65
3.11.1	Обоснование применяемого выемочно-погрузочного оборудования	65
3.11.2	Оборудование для выемки и погрузки горной массы	66
3.11.3	Технология выемки горной массы и параметры забоев.....	67
3.11.4	Расчёт выемочно-погрузочного оборудования	69
3.12	ТРАНСПОРТИРОВКА ГОРНОЙ МАССЫ	71
3.12.1	Обоснование принятого вида транспорта	71
3.12.2	Использование грузоподъёмности и ёмкости кузова автосамосвала	72
3.13	ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕ	74
3.13.1	Выбор способа и технологии отвалообразования.....	75
3.13.2	Расчёт бульдозерного отвалообразования	75
3.13.3	Расчёт производительности бульдозера	78
3.13.4	Технология и организация работ на отвале.....	79
3.14	ОХРАНА НЕДР	80
3.14.1	Требования по охране недр при проектировании предприятия.....	80
3.14.2	Требования по охране недр при разработке месторождений	81
3.14.3	Геолого-маркшейдерское обеспечение горных работ.....	83
3.14.4	Органы государственного контроля охраны недр	86
РАЗДЕЛ 4 ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ КАРЬЕРА		87
4.1	ОСНОВНЫЕ РАСЧЁТНЫЕ ПАРАМЕТРЫ ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ КАРЬЕРА .	87
4.2	ЗАЕМЛЕНИЕ.....	89
РАЗДЕЛ 5 АЭРОЛОГИЯ КАРЬЕРА		90
РАЗДЕЛ 6 ГЕНЕРАЛЬНЫЙ ПЛАН.....		98
6.1	РАСПОЛОЖЕНИЕ ИНЖЕНЕРНЫХ СЕТЕЙ И КОММУНИКАЦИЙ.....	98
6.2	ТРАНСПОРТ.....	99
6.3	АВТОДОРОГИ ПРЕДПРИЯТИЯ	100
6.4	ПАРАМЕТРЫ ЗАЩИТНЫХ ЗОН КАРЬЕРА И ЗОН БЕЗОПАСНОСТИ	101
РАЗДЕЛ 7 КАРЬЕРНЫЙ ВОДООТЛИВ И ДРЕНАЖ		103
7.1	ОПРЕДЕЛЕНИЕ ВОДОПРИТОКОВ В ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ	103
7.2	РАСЧЁТ И ВЫБОР ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ВОДООТЛИВА	105
7.3	ЗАЩИТА КАРЬЕРА ОТ ПОВЕРХНОСТНЫХ ВОД	107
7.4	ВОДОВОД.....	109
РАЗДЕЛ 8 ЭКОЛОГИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ		110
РАЗДЕЛ 9 ПРОМЫШЛЕННАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ		112

РАЗДЕЛ 10 ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ.....	115
<i>10.1. Расчет капитальных затрат</i>	<i>115</i>
<i>10.2. Расходы на эксплуатацию.....</i>	<i>116</i>
<i>10.3. Налоги и другие платежи</i>	<i>118</i>
<i>10.4 Расчёт дохода от промышленной эксплуатации месторождения</i>	<i>118</i>
<i>10.5 Финансово-экономическая модель.....</i>	<i>120</i>
<i>10.6 Анализ чувствительности</i>	<i>127</i>
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ	128

ВВЕДЕНИЕ

Золотополиметаллическое месторождение Коскудук было выявлено металлотрической съемкой Катбарской ГФП Агадырской экспедиции в 1958 году. В 1959 году на его площади были проведены геолого-геофизические работы масштаба 1:10000 (металлотрия, магниторазведка, поверхностные горные выработки).

Золотополиметаллическое месторождение Коскудук располагается в 100 км к западу от г.Балхаша, в административном плане находится в Актогайском районе Карагандинской области с центром в посёлке Актогай, блок L-43-52-(10в-5а-17).

ТОО «Ер-Тай», в соответствии с лицензией №1244-EL, от 24.02.2021г, располагающая на блоке L-43-52-(10в-5а-17), является обладателем права проведения операций по разведке твердых полезных ископаемых (**Текстовое приложение №1**).

За период 2021-2022 гг. были проведены топографические, геофизические работы, инженерно - геологическое и гидрогеологическое бурение, поисково-оценочные работы, а так же технологические исследования окисленных и сульфидных руд (**Текстовое приложение №2**). Имеющиеся исторические данные и вновь полученные результаты позволили приступить к составлению отчета технико-экономическое обоснование, совмещенный с подсчетом запасов.

Переоцененные запасы золотополиметаллического месторождения Коскудук по состоянию 02.01.2022г., предоставляемые на рассмотрение ГКЗ РК, составляют - руда в количестве 842.68 тыс.т, золото 1 122.33кг (1.33г/т), серебро 18442.73кг (21.89 г/т), свинца 18 367.34 (2.18%), цинка 13 027.86 (1.55%).

РАЗДЕЛ 1 ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О МЕСТОРОЖДЕНИИ

Золотополиметаллическое месторождение Коскудук расположено в Северо-Западном Прибалхашье, в 100 км к западу от г.Балхаша, в административном плане находится в Актогайском районе Карагандинской области с центром в поселке Актогай. Географические координаты центра участка месторождения 46°37'51'' СШ и 73°49'23'' ВД, лист L – 43-52-Б.

Ближайшая ж/д станция Акжолтай (Весна) находится в 25 км к востоку и в 70 км к северу от узловой станции Сарышаган железной дороги Алматы-Караганда.

В радиусе 20 км от месторождения нет никаких поселений, а в радиусе 15 км отгонов, некрополей, заповедников, заказников исторических и культурных памятников.

На площади рудного поля и за его пределами (до 10-20 км) нет возделываемых земель, сенокосных угодий, ирригационных, водозаборных сооружений. Эта площадь практически не используется и для выпаса скота.

Климат района - резко континентальный. Летом температура воздуха достигает 30-38° со знаком плюс, зимой опускается до минус 30-35°. Суточные колебания температур достигают 20°. Атмосферные осадки выпадают в количестве 100-200 мм в год, преимущественно в осенне-зимнее время. Лето сухое и жаркое. Район характеризуется постоянными сильными ветрами юго-северо-западного и северо-восточного направлений. Иногда сила ветра зимой и весной достигает 10-20 м/сек.

Современная гидрографическая сеть в районе месторождения отсутствует, иногда весной, после таяния снегов, наблюдаются временные водотоки. Колодцы с пресной водой отсутствуют, почти все они к настоящему времени высохли или заслонены и для использования в качестве технической и питьевой воды не пригодны.

Район орографический выражен слабо, представляя собой слабохолмистую равнину типа Центрально-Казахстанского мелкосопочника с абсолютными отметками от 350 до 450 м. Относительные превышения составляют 10-30 м., характеризуя слабо расчленённый рельеф. Интенсивность современной эрозии малая, почти все сопки покрыты элювиально-делювиальными отложениями мощностью 0,3-15 м. Низины по внешним признакам относятся к такырам и сорам, мощность рыхлых отложений в них составляет 1-25м. Район сейсмически устойчив.

Водотоков, озер, колодцев пресной воды на площади месторождения и в радиусе до 7-10 км от него нет. Мелкие заболоченные участки высыхают летом полностью. Уровень подземных грунтовых вод на глубине 5м. Воды соленые, для питьевого и хозяйственного использования не пригодные.

Растительность носит типичные черты полупустыни и представлена островками низкорослого кустарника-боялыша, степной полыни и ковыля. Животный мир беден.

Золотополиметаллическое месторождение Коскудук расположен в экономически освоенном промышленном районе. Основой промышленности

его являются горнодобывающая и металлургическая отрасли. В городе Балхаше имеется действующий Горно-металлургический комбинат Корпорации «Казахмыс». В состав БГМК входят также действующие Коунрадский, Саякский, Шатыркульский и др. медные рудники. Промышленные предприятия и население города обеспечены электроэнергией, в основном за счёт Балхашской ТЭЦ, питьевой водой из водозабора Нижне-Токрауского месторождения подземных вод, технической из озера Балхаш.

Город Балхаш, через ветку Балхаш-Моинты, связан с железной дорогой Караганда-Алматы, а по ж.д. Балхаш-Саяк с востоком Республики. Ближайший участок автомобильной дороги Алматы-Екатеринбург проходит в 25 км южнее месторождения, а ближайшая ЛЭП-110 кв в 20 км к Ю-В.

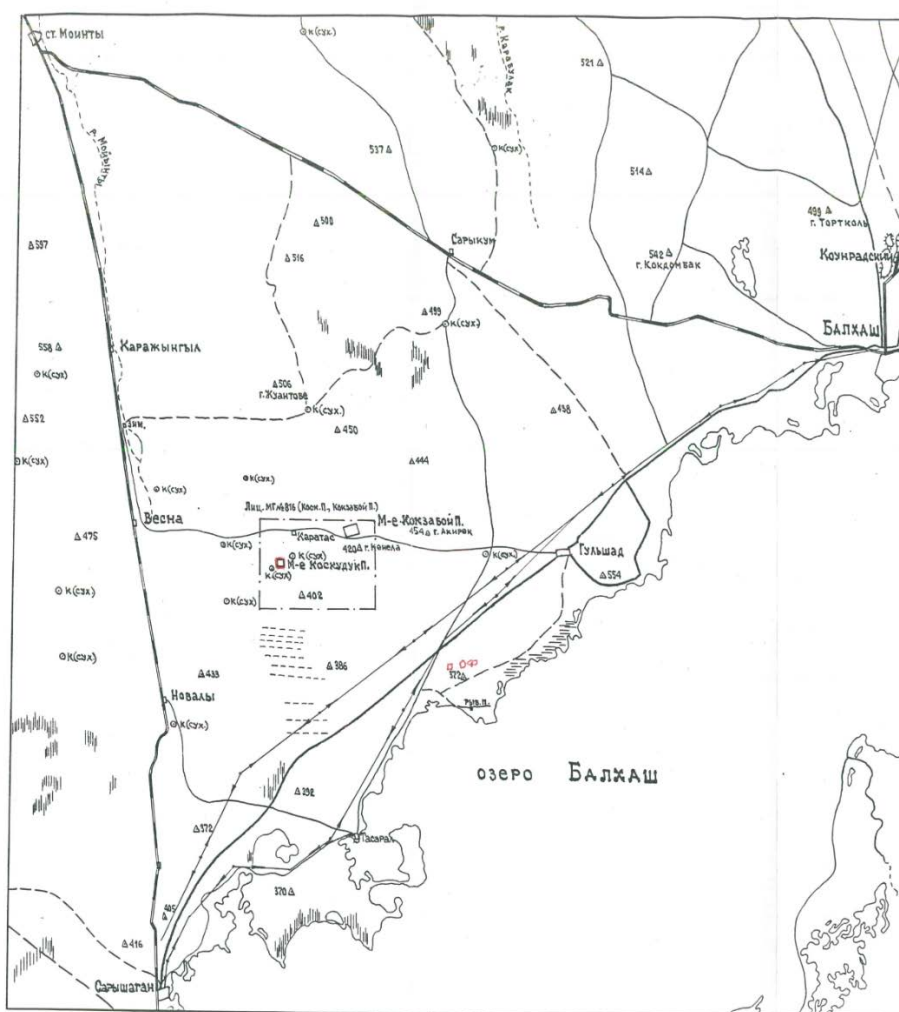


Рис. 1 Обзорная карта района месторождений Коскудук и Кокзавой Масштаб 1:500 000

Рисунок 1- Обзорная карта Золотополиметаллического месторождения Коскудук

1.1 Изученность месторождения

На всей площади Каратасского рудного района проведены геологические съёмки масштаба 1:50000, последний вариант геологической карты составлен Балхашской ГРЭ при проведении геологического доизучения Калининым Л.С.(1976г.) и Филатовым Г.Н. (1978г.).

Систематические геофизические и геохимические исследования в районе были начаты в 1955-57гг. Работы выполнялись специализированной Волковской экспедицией (аэромагнитная съёмка, аэрогаммасъёмка), Катбарской ГФП, Балхашской ГФП и ГРЭ (металлометрическая съёмка, магниторазведка, гравиразведка) и проводились в масштабе 1:50000. С 1958 года на площади Каратасского рудного узла были начаты геолого-геофизические работы м-ба 1:10 000. (Рис. №2).

На площади рудного района выполнена также гидрогеологическая съёмка м-ба 1:200 000 гидрогеологическим отрядом БГРЭ (Скоробогатова Г.Г., Найдёнов В.Н. 1961г.).

Месторождение Коскудук Полиметаллический было выявлено металлометрической съёмкой Катбарской ГФП Агадырской экспедиции в 1958 году (Тайчинов М.Г.), в 1959 году на его площади были проведены геолого-геофизические работы м-ба 1:10000 (металлометрия, магниторазведка, поверхностные горные выработки).

В 1961 году Балхашской ГРЭ, по данным Катбарской ГФП, пробурены 2 поисковые скважины общим объёмом 385 пог.м., по результатам опробования, которых месторождению Коскудук Полиметаллический дана отрицательная оценка (максимальное содержание свинца составило 0.6%).

В период с 1975 по 1981гг. детальные поисковые работы на месторождении выполнила Ушкаринская ПРП Балхашской ГРЭ(Жуков М.И. и др.). Месторождение было разведано буровыми скважинами по сети 50 x 50; 50 x 25. При этом, при бортовом содержании золота 1 г/т, было подсчитано 404 тыс.т. руды; 7.2 тыс. т. цинка; 12.1 тыс. т свинца; 875 кг золота; 8436 кг серебра; при средних содержаниях: 1.74% 3.04%; 2.34 г/т и 22.32 г/т соответственно. Запасы авторами отчёта квалифицировались по категории С₂, протоколом НТС ЦКГУ № 3-656 от 29.09.1981г. не приняты на баланс, дополнительно на рассмотрение ТКЗ и ГКЗ не представлялись.

ТОО ГРК «Нурдаулет» был выполнен повариантный подсчет запасов и технико-экономическое обоснование промышленных кондиций. Запасы утверждены по категории С₂ протоколом ГКЗ №131-02-КУ от 10 января 2002 года. При бортовом содержании золота 0.5 г/т, было утверждено 448.38 тыс.т руды; 785.8 кг золота; 10.474 тыс. т свинца; 7.441 тыс. т цинка и серебра – 10.711 т; при средних содержаниях: 1.75 г/т, 2.33%, 1.87% и 23.89 г/т соответственно.

В 2022г. были пробурены 3 гидрогеологические и инженерно-геологические скважины, общим объёмом 345.7 пог.м.

В результате бурения на месторождении была достигнута следующая сеть скважин: расстояние между профилями 0-1-47м, 1-2-50м, 2-3-64 м, 4-5 -24м.

Расстояние между скважинами 16-30м, по разведочной линии 0-50м. Сетка бурения составило 50*25м.

Опробование выполнено общепринятыми способами. Отобрано 493 керновых, 170 бороздовых проб. Обработка керновых проб производилась по схеме, рассчитанной при коэффициенте неравномерности $k=0.5$ (неравномерное распределение свинца, цинка, золота и серебра).

Аналитические работы выполнены в полном объеме в лабораториях: Балхашской ГРЭ, ПГО «Центрказгеология» (1975-1981), и ТОО «Центргеоланалит» (2000-2001). Качество аналитических работ на указанные компоненты за все эти годы удовлетворительное.

Значения объемной массы руд достаточно обоснованы определениями в образцах и целиках. Для подсчета запасов приняты значения объемной массы 2.60 т/м³– для окисленных и 3.0 т/м³–для сульфидных руд.

Технологические свойства руды месторождения Коскудук проводились на двух пробах.

Сульфидные руды проба была отобрана из двух вертикальных скважин № 44-Г и 50-Г специально пробуренных для этих целей в 2001г. Проба исследовалась в лаборатории ОАО «Центргеоланалит» г. Караганды.

Проба окисленных руд сформирована из дубликатов геологических проб, отобранных в процессе проходки разведочных канав, вскрывших окисленную часть месторождения.

Исследование руды проводилось только на золото в Жолымбетской исследовательской лаборатории ГМК «Казахалтын» п.Жолымбет в 2001г.

Суммарный ожидаемый водоприток в карьер, подсчитанный аналитическим методом, составляет от 17.0 м³/час до 43.44 м³/час. Подземные воды опробованы на сокращенный химический анализ с гидрогеологических скважин KOS-DD-IG-1A и KOS-DD-IG-2. Согласно результатам химического анализа подземные воды на участке характеризуются как слабоминерализованные, очень жёсткие, общая жёсткость составляет 31.0 – 38.0 мг-экв/л, по типу подземные воды хлоридно – кальциевые. Повышенная минерализация и жёсткость позволяет рекомендовать использование этих вод для технических целей.

РАЗДЕЛ 2 ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

2.1 Краткая характеристика геологии рудного района

Позиция района определяется его положением в **Центральной части Тасарал-Кызылэспинского антиклинория**. Основу его составляет кристаллический фундамент верхнепротерозойского возраста. Становление этого комплекса происходило в геосинклинальных условиях и завершено в **Байкальский тектонический цикл**. При этом породы протерозоя были смяты в крутые челночные складки и интенсивно метаморфизированы, до образования гранитогнейсов, эвтакситовых гранитов, амфиболитов.

Простираение складчатости субмеридиональное, падение моноклиналиное, под углами 30-85°, наклон складок, в основном, на запад, северо-запад.

Сланцеватость, в основном, согласна осям складок. Верхнепротерозойские отложения, слагающие ядро антиклинория, прослеживаются от оз.Балхаш до ст.Моинты и месторождения Кызыл-Эспе более чем на 150 км.

Начиная с позднего протерозоя, блок метаморфических пород играл роль срединного массива, в пределах которого происходило формирование структур «чехла». Авторами предыдущих геологических исследований в его пределах выделены: **венд-раннепалеозойский, среднепалеозойский и позднепалеозойский структурные этажи**, в каждом из которых выделяются по несколько структурных ярусов.

Гранитизированные метаморфические породы **верхнего протерозоя** занимают почти половину описываемой территории. В результате метаморфизма и воздействия магматических растворов широко проявлена гранитизация пород, в результате которой возникли породы имеющие состав и облик интрузивных (граниты, гранодиориты, диориты и габбро), но с некоторыми признаками метаморфических. Основными особенностями комплекса являются:

- Присутствие среди гранитизированных пород пластов и пачек пород осадочного происхождения (мраморы, кварциты, сланцы), которые образуют фрагменты складчатых структур;
- Весьма изменчивый состав гранитизированных пород, от амфиболового габбро до аляскитовых разностей;
- Наличие параллельной текстуры (сланцеватость, гнейсовидность), вызванной ориентировкой зёрен кварца, плагиоклаза и темноцветов.

В пределах **Каратасского рудного узла**, включающего в себя также Месторождения Коскудук золотополиметаллическое и Кокзабой Полиметаллические, развиты силурийские стратифицированные образования венлок-лудловского яруса. Выходы их наблюдаются на крыльях **Тасарал-Кызылэспинского антиклинория**, они представлены разобщёнными останцами в кровле интрузий девонского возраста и тектоническими блоками

в верхнем протерозое. Литологический это переслаивание зеленовато-серых полимиктовых песчаников с конгломератами и мраморизованными известняками.

Породы **Каркаралинской** и **Керегетасской** свит каменноугольной системы пользуются в районе ограниченным распространением. Представлены они лавами, туфолавами липаритового, дацитового составов, липаритовыми кристаллокластическими туфами. Субвулканическая фация встречается, практически на всех участках проявления пород эффузивной фации Керегетасской свиты. Это андезитовые, дацитовые порфириды, липаритовые порфиры, которые по особенностям состава и структуры близки к подобным породам покровной фации.

Породы **Шенгельбайской** свиты в описываемом районе отмечаются к северу от рудопроявления Аномалия VI, представлены они типично континентальными образованиями, среди которых выделяются покровные и субвулканические фациальные разности.

Покровная (эффузивная) фация свиты представлена туфами, туфолавами трахидацитового состава. Субвулканическая фация проявлена шире, чем покровная, но в целом занимает весьма ограниченные площади.

2.1.1 Стратиграфия

В строении месторождения, кроме ранее описанных рудовмещающих эвтакситовых пород **мыншукурского** комплекса, также принимают участие средне-мелкозернистые лейкократовые и аляскитовые граниты **кызылэспинского**, габброиды-топарского, гранодиорит-порфиры-**коунрадского** и дайки различного состава **жаксытагалинского** комплексов, эффузивные образования **керегетасской свиты** среднего-верхнего карбона. В сравнении с породами верхнего протерозоя, они пользуются ограниченным распространением.

К северу от месторождения Коскудук золотополиметаллический закартированы три небольших выхода (30x80x100м.) флюидальных лав трахидацитового состава, приуроченные к эродированным центрам вулканических аппаратов среднего-верхнего карбона (**керегетасская свита**). Экструзии представлены плотными чёрными, светло-чёрными, розоватыми породами с порфировыми выделениями плагиоклаза, реже калиевого полевого шпата размером до 2-3 мм.

Средне-мелкозернистые и аляскитовые граниты **кызылэспинского** комплекса обнажаются в виде останцов и штокообразных тел за пределами рудных тел месторождения. Размеры их от 10x20м. до 80x200м. в пределах геологической карты м-ба 1:2000 (черт.№2)

На северной части площади обнажены тела габброидов **топарского** комплекса (С₃тр) размерами 180x80 и 400x120м., представляющие собой апофизы линейно вытянутой в меридиональном направлении Каратасской интрузии. Они представляют собой плотную, средне-мелкозернистую,

равномернозернистую породу, состоящую на 30-40%) из плагиоклаза, ромбического железистого пироксена, вторичного амфибола. Из аксессуарных преобладает магнетит, составляющий до 3-5% от общего объёма породы.

К северу от месторождения выделяется тело гранодиорит-порфиров **коунрадского комплекса (Сз-Р₁кп)** размером 700х300м. северо-восточного простирания. Это массивные порфировые породы тёмносерого, серого, розового цветов. Фенокристаллы составляют до 60% породы и представлены:

- призматическими, слабо зональными, калишпатизированными, серицитизированными, пелитизированными зёрнами плагиоклаза (андезин-олигоклаз) размером от 0,2 до 6,0 мм (48-49% массы породы);
- неправильными (до 0,8 мм) зёрнами кварца (2-3%);
- таблитчатыми зёрнами разложенного биотита (10-8%);
- замещённого эпидотом, рудным минералом, хлоритом.

Основная масса полнокристаллическая, представлена призматическими зёрнами плагиоклаза, неправильными зёрнами кварца, калиевого полевого шпата, разложенным цветным минералом, микрозёрнами рудного.

Дайки **жаксытагалинского комплекса (Р₁gt)**, представленные андезитовыми, диабазовыми, диоритовыми порфиритами и габбродиабазами широко проявлены за пределами рудных тел месторождения, являются фрагментом крупного даечного поля северо-западного простирания. Коэффициент дайконосности для рудных тел самого месторождения составляет всего 3.9%.

2.1.2 Интрузивные породы

Интрузивные образования Каратасского рудного узла характеризуются пёстрым петрографическим составом (от габбро до аляскитовых гранитов) и широким возрастным диапазоном.

Граниты верхнедевонского (кызылэспинского) комплекса в виде двух дуг субмеридионального простирания обрамляют площадь Каратасского рудного узла. На востоке района обнажаются фрагменты Кокзабойского массива, на западе Шокинского. Кокзабойский массив сложен, в основном, кирпично-красными, крупнозернистыми и неравномерно зернистыми лейкократовыми гранитами. I^{ой} фазы внедрения. Меньшим развитием пользуются мелкозернистые разности II фазы, которые отмечены к югу от рудопроявления Кокзабой Медный.

Шокинский массив сложен, в основном, гранитами главной интрузивной фазы, которые сильно отличаются от лейкократовых гранитов Кокзабойского массива. Они содержат меньше плагиоклаза - 15%, кварца - 29.3%, соответственно больше калиевого полевого шпата.

На описываемой территории граниты кызылэспинского комплекса прорывают отложения верхне-протерозойского и силурийского возрастов, на них налегают вулканиты Керегетасской свиты.

Абсолютный возраст гранитов Кокзабойского массива по данным Л.С.Калинина составляет (по 5 определениям): 309, 328, 299 и 330,320 млн.лет.

Интрузии верхнекаменноугольного (**топарского**) **интрузивного комплекса** являются наиболее важным элементом Каратасского рудного узла. В составе интрузии выделяются три фазы: первая (начальная) представленная габбро, диоритами; вторая (основная) - гранодиоритовая; третья - мелкозернистыми аплитовидными лейкократовыми гранитами.

Интрузии первой фазы топарского комплекса пользуются ограниченным распространением и представлены небольшими штоками кварцевых диоритов и габбро-диоритов размерами от 500x500 до 120x1400м. (по Кудрявцеву Ю.К. и Филатову Г.Н.)

Интрузии основной фазы подразделяются на Северный и Центральный массивы (по геологическим и геофизическим данным), которые смыкаются на небольшой глубине. По петрохимическим характеристикам они не отличаются между собой.

Центральный массив прослеживается с незначительными перерывами, от рудопроявления Грейзеновый до рудопроявления Кокзабой Медный, фиксируя на этом участке Талкудук-Каратас-Борлинскую зону тектономагматической активизации.

Сложен массив среднезернистыми, неравномернозернистыми гранодиоритами главной интрузивной фазы следующего минералогического состава: плагиоклаз -50.2%; калиевый полевой шпат - 17%; кварц – 20.8%; биотит – 9.3%; роговая обманка – 0.7%; акцессорные – 1.2%. Размер преобладающих зёрен в породе 2-4 мм.

Центральный массив в пределах западной части района прорывает гранитизированные породы верхнего протерозоя, субвулканические тела Керегетасской свиты, а в восточной внедряются в тело Кокзабойской интрузии кызылэспинского комплекса. Южный контакт массива имеет падение близкое к вертикальному и проходит, в основном, по крупному (Коскудукскому) разлому северо-восточного простирания.

Северный массив отмечается на площади Каратасской группы месторождений, отделяется от Центрального провесом глубиной 500-600 м., сложенным гранитизированными породами верхнего протерозоя. Среди пород Северного массива преобладают гранодиориты главной фазы с минеральным составом: плагиоклаз - 51,9%; калиевый полевой шпат – 16.3%; кварц – 24.0%; роговая обманка – 5.9%; биотит – 0.9%; акцессорные - 1%.

Третья фаза топарского комплекса представлена мелкозернистыми аплитовидными лейкократовыми гранитами, которые встречаются во всех массивах в виде мелких тел.

Гранодиорит-порфиры **коунрадского комплекса** ($C_3 - P_1kn$), в основном, определяют металлогенические и структурные особенности Каратасского рудного узла. Как правило, это штоки грибообразной, лакколитовой форм (м-ние Каратас IV), крупные штоки с круто падающими контактами (м-ние Коскудук Полиметаллический), крутопадающие

дайкообразные тела (р-ние Аномалия VI). Характерной особенностью штоков является приуроченность их к апикальным и фланговым зонам трубок брекчий, брекчиевых зон гидротермально-эксплозивного генезиса.

Гранодиорит-порфиры - серые, тёмно-серые породы со сливной плотной основной массой, с вкраплениями плагиоклаза, реже кварца и биотита, составляющими до 20% породы.

Гидротермальные изменения, как правило, охватывают весь шток и представлены они интенсивным окварцеванием, серицитизацией. Очень часто отмечаются образования гипогенного гипса, ангидрита.

На описываемой площади довольно широко развиты **даечные образования жаксытагалинского комплекса** различного состава. Это - гранит-порфиры; гранодиорит-порфиры; фельзит-порфиры; диабазовые; андезитовые и диоритовые порфириты. Они сгруппированы в крупные пояса северо - северо-западного простирания и прослеживаются на расстоянии до 10 км.

В строении месторождения принимают, в основном, участие **интрузивные и субвулканические образования.**

Гранитоиды мыншукурского комплекса верхнего протерозоя пользуются наибольшим развитием и определяют структуру, морфологию и генезис месторождения. Они представлены эвтакситовыми гранодиоритами, гранитами, амфиболитами, габбро-амфиболитами, в меньшей степени диоритами, образованными в процессе гранитизации геосинклинальных отложений- офиолитов, терригенно-карбонатных пород.

В западной, северо-западной частях месторождения на площади 500х700 м выделяется блок эвтакситовых амфиболитов, габбро-амфиболитов (надрудная толща). Залегают они в виде крупной линзы среди эвтакситовых гранодиоритов, сложены плагиоклазом, амфиболитом (роговой обманкой), биотитом, кварцем, рудным минералом (в единичных случаях), апатитом, сфеном.

2.1.3 Тектоника

Тектонические нарушения на месторождении проявлены довольно широко, преобладает субмеридиональное их простирание, в большинстве случаев они согласуются с общим простиранием эвтакситовых гранитоидов мыншукурского комплекса. В тоже время, по данным документации канав и траншей, установлено, что амплитуды перемещения по ним сбросово-сдвигового характера, не превышают 1-4 м., что практически не отражается на морфологии рудных тел.

На площади месторождения в 1975-81гг. выполнен комплекс геофизических исследований (Жуков М.И. и др. 1981г.) м-ба 10000, включающий в себя магниторазведку, гравиразведку, электроразведку, данные которых использованы при составлении геологической карты м-ба 1:2000. В тоже время, выявленные рудные тела на месторождении в

геофизических полях никоим образом не отмечались, что не позволило использовать эти данные для уточнения морфологии рудных тел. В качестве примера в отчёте приведена карта ВП м-ба 1:2000 (черт № 24), где установлено, что основные аномалии интенсивностью до 5-8% фиксируются за пределами рудных тел, на СЗ площади и совпадают с полями развития пород топарского и коунрадского комплексов, и широко развитой пиритизацией, связанной со становлениями интрузий.

По классификации запасов месторождение Коскудук золотополиметаллический, на основании данных доразведки, отнесено к 3^{ей} группе сложности геологического строения: «из за очень сложного геологического строения с рудными телами, представленными небольшими по размерам линзообразными и пластообразными залежами с изменчивой мощностью и невыдержанным содержанием свинца и цинка»

В результате проведённых геологоразведочных работ, месторождение **оконтурено** по простиранию и на глубину, новых перспективных рудопроявлений и точек минерализации не выявлено. На этом основании, авторам отчёта не представляется возможным подсчитать и оценить прогнозные ресурсы кат. Р₁ или Р₂. На предлагаемых предыдущими авторами (Жуков М. И. и др.) прогнозных ресурсах, проведенными АО «Балхашгеология» работами не выявлено перспективных на полиметаллы месторождений.

2.2 Геологическое строение месторождения

В строении месторождения принимают, в основном, участие **интрузивные и субвулканические образования.**

Гранитоиды мыншукурского комплекса верхнего протерозоя пользуются наибольшим развитием и определяют структуру, морфологию и генезис месторождения. Они представлены эвтакситовыми гранодиоритами, гранитами, амфиболитами, габбро-амфиболитами, в меньшей степени диоритами, образованными в процессе гранитизации геосинклинальных отложений- офиолитов, терригенно-карбонатных пород.

В западной, северо-западной частях месторождения на площади 500x700 м выделяется блок эвтакситовых амфиболитов, габбро-амфиболитов (надрудная толща). Залегают они в виде крупной линзы среди эвтакситовых гранодиоритов, сложены плагиоклазом, амфиболитом (роговой обманкой), биотитом, кварцем, рудным минералом (в единичных случаях), апатитом, сфеном.

2.3 Вещественный состав руд

Основные минералы **сульфидных руд: сфалерит, галенит, пирит**, в небольших количествах - блеклая руда, халькопирит, марказит.

Выделено 4- генерации **пирита**: две дорудные (I и II) связанные с площадным процессом пропилитизации, внутрирудная (III), пострудная (IV), менее распространённая. Для пирита I и II генераций характерна тесная связь его со сфалеритом, так называемая пирит-сфалеритовая минеральная ассоциация. Пирит III образует вместе со сфалеритом и, замещающим их галенитом, прожилки сложного полиминерального состава, сегментного строения - агрегаты зёрен пирита сменяются поочерёдно сфалеритами, кварцем, галенитом. К ним приурочена и мельчайшая вкрапленность самородного золота. Пирит III генерации встречаются здесь в виде густой мелко- и микрозернистой вкрапленности в образованиях сфалерита.

Сфалерит на месторождении является наиболее распространённым минералом. По описанию аншлифов выделяются две его разновидности. Сфалерит I обладает светлыми внутренними рефлексами, светло-бурыми, желтоватыми тонами, для него характерно наличие большого количества включений пирита, галенита, редко халькопирита и блеклой руды. Сфалерит II обладает буровато-коричневыми, до красных, внутренними рефлексами, содержит микровключения пирита, халькопирита. Если для сфалерита I^{ой} генерации наиболее характерны кварц-пирит-галенит-сфалеритовые полиминеральные прожилки, то для сфалерита II - кварц-сфалеритовые. Размеры прожилков от 0.2 до 5 мм. Рудные минералы в мелких прожилках обычно чередуются.

Для **галенита** характерна тесная его ассоциация со сфалеритом, кварцем, редко с кальцитом. В породе галенит приурочен к мелким трещинам и пустотам в темноцветах, иногда он их замещает, образуя каплевидные мелкозернистые включения неправильной формы размером до 0.01-0.2 мм. В мономинеральных агрегатах, или в ассоциации со сфалеритом, образует пятна, гнёзда размерами от 0.3-0.5 до 2-5 мм. в поперечнике. Наиболее распространённой формой для галенита являются кварц-галенитовые, кварц-галенит-сфалеритовые прожилки размерами до 0.2-0.5, редко до 10 мм, не выдержанные по мощности и протяжённости.

В отношении к пириту I, II, сфалериту, галенит является замещающим минералом.

Блеклая руда имеет малое распространение, встречается в ассоциации со сфалеритом, который она замещает с периферии его зёрен. В ассоциации с галенитом замещается им.

Самородное золото встречено в 13 аншлифах из 76 (Жуков М.И. и др., 1981 г.). В виде тонких микропластинчатых включений оно встречено в сфалерите (7 аншлифов), отмечено по микропустотам в пирите (6 аншлифов), в единичных случаях по трещинам в массе гидротермально-изменённой породы в виде комковато-изометричных зёрен. Размеры золотин - от микрон до 0.02-0.05 мм, более крупные - в промежутках между зёрнами пирита и галенита, также в массе породы.

Серебро отмечается в виде микровключений в сфалерите и галените, более крупные (до 0.01-0.03мм) зёрна отмечаются в массе породы.

Халькопирит - мало распространён, встречается, в основном, в качестве продукта распада в сфалерите.

Наиболее распространёнными **текстурами руд** месторождения являются - вкрапленная, пятнистая, прожилково-гнездообразная. Они характерны для пирита, сфалерита, галенита. Образуют как мономинеральные агрегаты, так и в сростаниях нескольких рудных минералов, в основном это галенит-сфалеритовые, пирит-сфалеритовые сростания.

Полосчатая текстура характеризуется параллельным расположением прожилков и струй разного состава. Иногда эту текстуру обуславливает смена прожилков пиритизации параллельными прожилками сфалерит-галенитового состава.

2.4 Морфология рудных тел

Форма рудных тел месторождения:

Выделено 5 рудных тел: первое рудное тело содержит в себе 75% имеющихся запасов месторождения. Форма рудных тел небольшие по размерам, пологозалегающие, пластообразные залежи, выклинивающиеся на глубинах 60-79 м. В кровле и почве «золотосодержащих» руд выделяются примыкающие к ним части рудных тел, подсчитанные с бортовым содержанием свинца и цинка 1%. Отмечается некоторая закономерность в размещении участков с повышенными концентрациями золота (1-2г/т), они, как правило, приурочены к верхним частям рудных тел и, с глубиной сменяются бедными золотосодержащими рудами, затем цинковыми. Приуроченность рудных тел, в основном, к определённой пачке кремнистых пород, существующая вертикальная зональность, наличие вкрапленных, прожилково-вкрапленных текстур, косвенно указывает на стратифицированный характер оруденения.

Основные параметры и характеристики выделенных рудных тел приведены в нижеследующих таблицах:

Таблица 1 - Изменчивость параметров рудных тел при бортовом содержании золота 0.5 г/т.

№ рудных тел	Аз. простир град.	Угол падения, град.			Длина, м.	Ширина, м.			Мощность, м			Процентное соотношение запасов руды
		от	до	Усредн		от	до	Усредн.	от	до	Ср. мощн.,	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
Общие запасы												100/1453534
А. Окисленные руды												41,37/611012.6
1	186	17	30	Зап.-34	180	8	40	26	8.7	11.2	9.4	98,42/601380.6

1a	3			Зап.- 32	30			40	1.4	2.1	1.8	1,57/9632
Б. Сульфидные руды												57,96/842521
1	350	25	35	Зап.- 30	255	9	80	44	4,8	23,0	10.7	97,73/823439, 2
2	350	0	45	Зап.- 23	150	45	55	50	1.3	13.5	5.8	2,26/19081,75

Таблица 2 – Распределение средних содержаний полезных компонентов в рудных телах по блокам, при бортовом содержании золота 0.3 г/т

№ рудных тел	Содержания компонентов											
	Цинк, %			Свинец, %			Золото, г/т			Серебро, г/т		
	от	до	Среднее	от	до	Среднее	от	до	Среднее	от	до	Среднее
Запасы кат. С ₁ в контуре карьера												
А. Окисленные руды												
1	0.30	5.40	1.06	0.30	8.95	1.26	0.3	9,36	1.30	1,26	105.03	14.23
L-1	0.3	3.63	1.48	0.3	2.9	0.96	0.34	2.09	0.94	1.13	20.33	9.24
L-7									0.68	1.2	11.2	4.7
L-16	0.3	0.56	0.36	0.3	3.63	1.55	2.81	2.81	2.80	1.13	20.33	9.01
Б. Сульфидные руды												
1	0.30	7.71	1.61	0.30	8.52	1.26	0.3	7.57	1.03	1,15	109,35	18,30
L-1	1.00	3.8	0.95	0.3	2.9	0.96	0.3	1.83	0.59	2.09	31.9	9.63

Выделенные рудные тела характеризуются постепенным уменьшением содержаний полезных компонентов с глубиной, границы их нечёткие и определяются по данным опробования. В контуре балансовых запасов кат.С₂ установлено всего лишь два слабо минерализованных интервала мощностью более 3 м. включаемых в подсчёт запасов с отступлением от кондиций (р.л. I, скв.14, инт. 21.0-27.0; р.л. II, скв.43, инт.32.4-37.2). В процессе бурения закарстованных участков не выявлено.

Кроме, основных (цинк, свинец, золото) полезных компонентов, на месторождении попутно подсчитаны только запасы серебра. По данным предыдущих исследований, подтверждённых бурением скважин 44-Г, 50-Г, содержания висмута, кадмия, меди незначительно превышают кларковые значения и практического интереса не представляют. Бурением гидрогеологических скважин (2001г.) установлено, что максимальное содержание висмута составляют 0.01% (1 проба); кадмия - 150г/т (1проба), содержания меди колеблются в пределах 0.004%-0.08%. Из вредных примесей в незначительных количествах в рудах присутствует: сурьма - до 0.002%, содержания мышьяка колеблются в пределах <0.01% - 0.06%), торий -не обнаружен.

2.5 Технологические типы руд

На месторождении выделяются два природных и технологических типа руд: сульфидные (первичные), окисленные и смешанные (переходящей зоны).

В первичных рудах характер рудной минерализации преимущественно представлена прожилкованием от нитевидной мощностью до 10 см, также в виде гнезд и вкраплении от тонко до среднезернистых.

Главными минералами являются галенит и сфалерит, также пирит, так как золото расположено в кубическом сетке пирита. Распространение пирита незакономерная с рудной минерализацией. В окисленных рудах в основном наблюдается сильное ожелезнение представленная лимонитизацией, основным минерал окисленных руд вторично измененный галенит. В смешанном руде минерализация представлена средне окисленным галенитом и сфалеритом. Основные нерудные минералы: кварц, серицит, вторично измененные ферромагнезиалы (горнбленд, пироксен), плагиоклаз.

Из основных компонентов в рудах содержатся золото, серебро, свинец и цинк, других попутных компонентов и вредных примесей нет (содержания остальных компонентов фоновые).

2.6 Качественная характеристика и технологические свойства руд

На месторождении выделяются два природных и промышленных типа руд: окисленные, смешанные и сульфидные.

Окисленные руды развиты в приповерхностной части всех рудных тел. В зависимости от рельефа, глубина зоны окисления составляет от 25 до 38 м, средняя 30 м. К окисленным рудам отнесены руды с содержанием серы менее 0.2% (интервал глубин 0–15 м).

Переход окисленных руд в сульфидные носит постепенный характер в вертикальном диапазоне 10-15м. Мощность смешанных руд варьируются от 1м до 20м.

Минеральный и химический состав руд в основном изучен ещё в период 1975-1981 гг.; в 2000-2001 гг. проведено дополнительное изучение вещественного состава.

По петрографическим данным золото и серебро тесно связано с основным минералом цинка – сфалеритом. Также золото встречается в виде вкраплении в коррозированных кубических кристаллах пирита. Ниже представлен минеральный состав руд месторождения Коскудук золотополиметаллический. (таблица 3).

Таблица 3 - Минеральный состав руд золотополиметаллического месторождения Коскудук

Главные	Второстепенные	Редкие	Весьма редкие
1	2	3	4
Первичные рудные минералы			

Галенит	Пирит	Молибденит	Халькопирит
Сфалерит	Пиротин		Арсенопирит
Гипергенные рудные минералы			
Лимонит	Галенит	Сфалерит	Смитсонит
	Пирит		
Нерудные минералы			
Кварц	Серицит	Мускавит	
Горбленд	Хлорит		
Плагиоклаз	Кальцит		
	КПШ		
Реликтовые (остаточные) нерудные минералы			
Плагиоклаз	Биотит		
	Пироксен		

2.7 Гидрогеологические особенности месторождения

Современная гидрографическая сеть в районе месторождения отсутствует, кроме весеннего периода. Колодцы с пресной водой отсутствуют, почти все они высохли или засолены и для использования в качестве технической и питьевой воды не пригодны.

Таблица 4- Координаты гидрогеологических скважин

Скв №	Местная система координат		Абсолютная отметка скважин, м
	X	Y	H _{абс}
KOS-DD-IG-УРБ	412330.6762	5164713.2520	388.48
KOS-DD-IG-2	412333.6348	5164826.348	389.86
KOS-DD-IG-1	412329.3966	5164736.9916	388.81

По результатам визуальных наблюдений, буровых и опытно-фильтрационных работ в разрезе выделен один водоносный горизонт, представленный зоной открытой трещиноватости гранитизированных метаморфических пород верхнего протерозоя (PR3m).

Гранитизированные метаморфические породы верхнего протерозоя – мыншукурского комплекса, представлены эвтакситовыми гранитами, гранодиоритами, диоритами, амфиболитами, габбро-амфиболитами.

Породы водоносны пределах зоны выветривания и в зонах тектонических нарушений. Обводненность пород прослеживается на глубину до 40 - 50 м. Подземные воды имеют свободное зеркало, залегающее на глубине 5.48-5.66м. Основную роль в питании подземных вод играют осадки зимне-весеннего периода.

В результате проведенных опытно-фильтрационных работ и расчетов было выяснено, что водоносный горизонт является безнапорным и дают ясное

представление о неравномерной водообильности вскрытых пород. Результаты опытно-фильтрационных работ приведены в (таблица 5).

Таблица 5 - Результаты опытных гидрогеологических работ по скважинам

Скважина №	Статистический уровень воды ($H_{ст}$), м	Понижение уровня воды (S), м	Дебит скважины при откачке (Q), дм ³ /сек	Удельный дебит скважины (q), дм ³ /сек
KOS-DD-IG-УРБ	5.48	18.98	0.83	0.044
KOS-DD-IG-2	5.66	39.34	0.32	0.0081
Сред.знач.:	5.57	29.16	0.57	0.026

Дебит – производительность скважины.

Удельный дебит – Водоприток в скважину на один погонный метр понижения (водоотдача с водоносного горизонта в скважину) при откачке. Статический уровень воды – установившийся уровень воды в момент вскрытия водоносного горизонта, установившегося в скважине (в состоянии покоя).

Понижение – понижение уровня воды в скважине от статического уровня в момент откачки воды.

2.8 Разведанность месторождения

Участок Коскудук золотополиметаллический в Карагандинской области выявлен в 1958 году Катбарской партией.

Геологоразведочные работы проводились в четыре этапа.

В 1 этап (Балхашская ГРЭ) геологического изучения проводились поиски масштаба 1:50 000 и 1:10 000, в этот же период было пробурено 385 пог.м. разведочных скважин.

В результате были выявлены и уточнены ОАЗ свинца и цинка, дана отрицательная оценка объекту.

2 этап 1975-1981 гг. (Балхашская ГРЭ) геологического изучения – поиски масштаба 1:10 000 с проходкой комплекса горных выработок на поверхности и бурением разведочных скважин, в результате проведена оценка месторождения до глубины 160 м.

3 этап в 2000-2001 гг. ТОО «ГРК «Нурдаулет» дополнительно пройдено 2833 м³ канав по рудным телам; пробурены 2 вертикальные скважины 80 пог.м. для отбора технологической пробы изучения гидрогеологических и инженерно-геологических особенностей; выполнен повариантный подсчет запасов, составлено ТЭО кондиций и подсчитаны балансовые запасы категории С₂ в следующих количествах: руда – 397.0 тыс.т, свинец – 9865 т., цинк – 7441 т., серебро -10315 кг. и золото – 714 кг, при средних содержаниях -2.48%, 1.87г/т соответственно.

4 этап в 2021-2022 гг. ТОО «Ер-Тай». Геофизические работы были проведены с 25.09.2021г. по 26.09. 2021г. на участке «Коскудук», в объеме 4,0 пог.км, с построением SRTM моделей и бесконтактным дипольным электропрофилированием методом ВИЭР-1. Работы выполнены в соответствии с Договором №15/2021-8 от 14 сентября 2021г. подрядной компанией ООО «ГеоДжет Эксплорейшен».

С 17 марта по 20 мая 2022 года было проведено поисково-оценочное и заверочное бурение, а так же инженерно-геологические и гидрогеологические работы общим объемом 2741.3 пог.м. Все скважины пробурены до выхода из минерализованных зон. Геологоразведочная сетка по месторождению 25*50 м. Работы выполнены в соответствии с Договором № 08/22 от 1.03.2022 г. между ТОО «Ер-Тай» и ТОО «АлматыГеоЦентр».

С 28 апреля по 18 мая 2022 года была проведена проходка канав. Документация и опробование канав началось 16 мая. Общий объем проходки канав составил 2162 пог.м. Работы были выполнены собственными силами ТОО «Ер-Тай».

С 6 августа по 26 августа 2022 года проведено РС бурение в объеме 50 скважин (2 550 пог.м.), по сетке 25*15м. Общее количество проб составляет 2712 шт.

Из них: 2 549 рядовых проб, 81 бланка и 82 дубликатов. Работы выполнены подрядной компанией ТОО «WellDrill» на основании договора №48/22 от 13.07.2022г.

Сведения о стадийности изучения месторождения приведены в таблице 6.

Таблица 6 - Объёмы основных видов ГРР по периодам

Организация проводящая работы	Годы проведения работ	Стадия работ, масштаб	Виды работ			Глубина разведки, м	Примечание
			Геофизич. исследований, масштаб	Поверхн остн. горн. выработки	Бурение, п. м		
Катбарская ГФП	1958-59 гг.	Поиски 1:50000	ММ, МР	канавы	-	-	Выяв. ореолы Pb, Zn
Балхашская ГРЭ	1961 г.	—//—	-	-	385.0	-	Дана отриц. Оценка
Балхашская ГФЭ	1959-62 гг.	—//— 1:10000	ГХ, МР, ЭР, ГС	-	-	-	Уточнена ОАЗ
Балхашская ГРЭ	1975-81 гг.	Поиски 1:10000	ГХ, МР, ЭР, ГС	канавы, шурфы	2754.3	160.0	Подсчитаны геол.запасы
ТОО ГРК "Нурдаулет"	2000-2001 гг.	доразведка	-	канавы - 2832.7 м3	80.0	-//—	Составлен ТЭД подсч.зап. бал. руд кат.С2

ТОО "Ер-Тай"	2021г.	доразведка	ЭР, 1:10000 1:5000	-	345.7	120	Составлен ТЭО с подсчетом запасов, перевести руд категории С2 в категорию С1
--------------	--------	------------	--------------------------	---	-------	-----	--

2.9 Запасы месторождения

Подсчёт запасов золотополиметаллических руд производился по БМ интерполированной с учётом данных геологической разведки. После получения справок по БМ интерполированной методом IDW2, была составлена сводная таблица запасов по типам руд и балансовой принадлежности.

Таблица 7 - Запасы золотополиметаллического месторождения Коскудук по состоянию на 01.01.2026г., утвержденные в ГКЗ РК Протокол № 2513-22-У от 02.01.2024 г.

Показатели	Ед. изм.	Балансовые запасы по категории	Забалансовые запасы (за контуром открытой отработки)
		C ₁	
1	2	3	4
Всего по месторождению			
Руда	тыс. т	274.03	1.8
Золото	кг	170.71	3.24
Серебро	т	7.282	0.04
Свинец	тыс. т	4.230	0.03
Цинк	тыс. т	6.182	0.03
Содержание золота	г/т	0.62	1.8
Содержание серебра	г/т	26.58	0.02
Содержание свинца	%	1.54	1.48
Содержание цинка	%	2.26	1.59
1. Окисленные руды			
Руда	тыс. т	0.40	0
Золото	кг	0.14	-
Серебро	кг	7.30	0
Свинец	т	4.34	0
Цинк	т		-
Содержание золота	г/т	0.36	-
Содержание серебра	г/т	18.14	0
Содержание свинца	%	1.10	0.26
Содержание цинка	%		-

2. Сульфидные руды			
Руда	тыс. т	273.63	1.8
Золото	кг	170.57	3.24
Серебро	т	7.275	0.04
Свинец	тыс. т	4.226	0.03
Цинк	тыс. т	6.182	0.03
Содержание золота	г/т	0.62	1.8
Содержание серебра	г/т	26.59	0.02
Содержание свинца	%	1.54	1.48
Содержание цинка	%	2.26	1.59

РАЗДЕЛ 3 ГОРНАЯ ЧАСТЬ

3.1 Современное состояние горных работ

Отработка остаток руды золотополиметаллического месторождения Коскудук планируется с 2026 года.

Максимальная глубина проектного карьера достигает 200 м (отметка дна карьера +200 м), коэффициент вскрыши за период отработки утверждённых запасов составляет 58.63 м³/т. Параметры карьера по проекту приведены в (таблице 8).

Таблица 8 - Основные параметры карьера по проекту разработки

Наименование показателей	Единица измерения	Показатели
Размеры карьера в плане: по верху	м × м	560x536
по дну	м × м	144x115
Площадь карьера	кв. м	247 564
Максимальная глубина	м	200
Углы наклона уступа	град	65
Объем горной массы в контуре карьера на 2026-2029 гг	тыс. м ³	16 153.2
Потери руды	%	4.0
Разубоживание руды	%	14
Эксплуатационные запасы руды	тыс. т	274.03
Объем вскрыши	тыс. м ³	16 067.1

На карьере принята транспортная система разработки: вскрышные породы перемещаются во внешние отвалы из карьера автомобильным транспортом, руда автомобильным транспортом перемещается на рудный склад расположенный на борту проектного карьера, далее руда будет транспортироваться до собственной обогатительной фабрики ТОО «Ер-Тай», расположенной в городе Приозерск.

3.2 Выбор способа разработки месторождения

Месторождение Коскудук золотополиметаллический располагается в несейсмоопасном районе. Сопредельный рельеф исключает возможность возникновения селевых потоков. Породы и руды не радиоактивны и не силикозоопасны, руды не слёживаются и не обладают способностью к самовозгоранию. Площади для размещения объектов производственного и жилищно-бытового назначения, а также отвалов вскрышных пород выбраны на безрудных территориях. При выборе площадок учтены границы взрывоопасной зоны при производстве БВР в карьере, особенности рельефа и преобладающего направления ветров при размещении жилищно-бытовых объектов относительно пылящих (карьер, отвалы, склад руды).

Вмещающие и рудовмещающие породы характеризуются умеренными по величине прочностными характеристиками без заметной анизотропии свойств.

В настоящей работе определены оптимальные границы открытых горных работ карьера. В результате детализированного технологического анализа и экономических расчётов выбран вариант отработки карьера до отметки +200 м, со вскрытием скользящими съездами по юго-восточному борту, имеющий коэффициент вскрыши на период 2026-2029 гг. 58.63 м³/т.

3.3 Границы отработки и параметры карьера

Для отработки оставшихся запасов с максимально-возможной полнотой выемки рассматривались несколько вариантов корректировки границ открытой отработки.

Учитывая характер пространственного распределения запасов руд в контуре карьера, а также принятую структуру комплексной механизации, карьерное поле будет вскрыто системой внутренних скользящих съездов в пределах рабочей зоны карьеров до горизонта +200 м. По мере развития рабочей зоны карьеров часть уступов устанавливается в предельное положение.

Местоположение устья капитального съезда на отметке +395 м выбрано с учётом пониженного рельефа поверхности, а также с учётом расположения рудных складов и отвалов пород. Параметры элементов трассы приняты в соответствии с нормами технологического проектирования и параметрами автосамосвалов:

- ширина съездов при двухполосном движении 14 м;
- ширина съездов при однополосном движении 7 м;
- продольный уклон съездов 4,6 градусов;

На рисунке 2 показан карьер в конечном контуре на момент отработки запасов нижнего горизонта +200 м в 2029г.

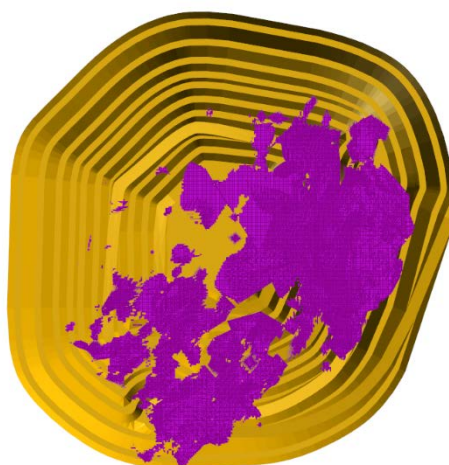


Рисунок 2 - Контур карьера на конец отработки.

Общая длина трассы от забоя на отметке +200 м до выезда из карьера составляет 2 499 м.

Проведение съездов принимается сплошным забоем гидравлическим экскаватором типа обратная механическая лопата с нижним черпанием с погрузкой в автосамосвалы на уровне подошвы траншеи. Для строительства съездов принимается то же оборудование, которое используется для производства вскрышных работ на карьере.

3.4 Потери и разубоживание. Эксплуатационные запасы по горизонтам

При разработке месторождения открытым способом основными видами потерь и разубоживания руды, подлежащими нормированию, являются потери и разубоживание, образующиеся при добыче в приконтурных зонах и на контактах руды с породными прослоями, не включёнными в подсчёт запасов (мощностью более 10 м).

Нормативные значения эксплуатационных потерь (при экскавации, погрузке, при транспортировке, при взрывных работах и пр.) принимаются на основании статистических данных и в соответствии с рекомендациями «Отраслевой инструкции по определению, нормированию и учёту потерь и разубоживания на предприятиях цветной металлургии», а также с учётом экономических показателей данного проекта.

Основными критериями для обоснования потерь полезного ископаемого являются:

- действующие параметры кондиций;
- параметры выемочной единицы.

Изменчивость условий залегания полезного ископаемого месторождения Коскудук золотополиметаллический в границах карьера как в плане, так и на глубину предопределяет необходимость принятия в качестве выемочной единицы слой рудной зоны мощностью равной высоте добычного уступа 10 м. Такой подход к определению нормативов потерь обеспечивает наибольшую точность результатов расчётов и их практическую пригодность не только на стадии проектирования, но и на стадии добычных работ при отработке зон карьерного пространства в процессе эксплуатации.

Параметры физико-механических свойств руды и кондиций приняты на основании утверждённых протоколом ГКЗ РК№2513-22-У от 20.12.2022 г. запасов полезных ископаемых на месторождении.

Потери полезного ископаемого разделяются на две группы:

- потери полезного ископаемого в массиве;
- потери отделённого от массива (отбитого) полезного ископаемого (при погрузке, транспортировке, при буровзрывных работах и пр).

Потери и разубоживание полезного ископаемого в массиве зависят от длины контакта между рудой и породой. Для проведения расчётов принята дискретизация матричной геологической модели с размером единичного

объёма 2x2x2 м. Такая степень детализации, с одной стороны, соответствует минимальным технологическим параметрам добычного блока, с другой стороны, имеет точность в 2 раза больше, чем точность экстраполяции при оконтуривании блоков.

При наличии уточнённой информации отдельные ячейки матричной геологической модели могут разбиваться на подблоки размером 1x1x1 м с сохранением всей алгоритмической структуры расчётов.

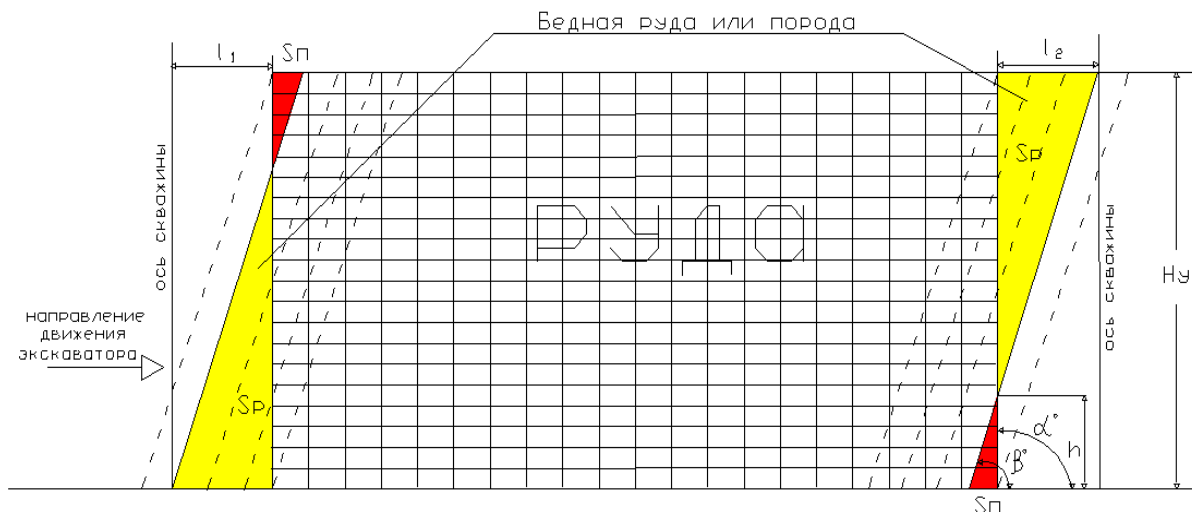


Рисунок 3 - Схема к расчёту нормативов потерь и разубоживания в приконтактных зонах при разработке крутопадающих залежей

За нормативные величины потерь и разубоживания руды при разработке рудных уступов принимается количество потерянной руды и количество разубоживающих пород, приходящиеся на 1 м протяжённости приконтактной зоны.

Потери и разубоживание при разработке крутопадающих залежей представляют собой треугольники теряемой руды ($S_{п}$) и примешиваемых пород ($S_{р}$), образующиеся из-за несовпадения углов откосов уступов ($\beta = 60-75$ град.) с углами падения рудной залежи ($\alpha = 75-90$ град.) и при экономически обоснованном бортовом содержании (C_o) определяются по следующей формуле:

$$h = H \frac{(C_o - b)Y_2}{(C - C_o)Y_1 + (C_o - b)Y_2}$$

Расстояния до крайней отбойной скважины определяется по формулам:

$$l_1 = H \text{ctg } \alpha - h(\text{ctg } \alpha - \text{ctg } \beta);$$

$$l_2 = H \text{ctg } \beta - h(\text{ctg } \beta - \text{ctg } \alpha).$$

Площади треугольников теряемой руды $S_{р}$ и примешиваемых пород $S_{п}$, кв.м:

$$S_{п} = \frac{h^2}{2} (\text{ctg } \alpha - \text{ctg } \beta);$$

$$S_{р} = \frac{(H - h)^2}{2} (\text{ctg } \alpha - \text{ctg } \beta), \text{ если } \beta > \alpha;$$

$$S_{\Pi} = \frac{h^2}{2} (\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{ctg} \alpha);$$

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

где

C – содержание металлов в погашаемых балансовых запасах;

C_o – экономически обоснованное бортовое содержание;

b – содержание в разубоживающих породах ;

Y – объёмный вес руды, породы ($Y_p = 3.0 \text{ т/м}^3$; $Y_{\Pi} = 2.6 \text{ т/м}^3$).

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

$$\Pi_n = S_{\Pi} Y_p, \text{ т/пог.м}$$

$$P_n = S_p Y_{\Pi}, \text{ т/пог.м}$$

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

$$\Pi = \frac{\Pi_n L}{B} 100, \%$$

$$P = \frac{P_n L}{D} 100, \%$$

Где L – протяжённость контакта руды и вмещающих пород, м.

Потери отделённого от массива (отбитого) полезного ископаемого определяются на основании статистических данных и составляют порядка 1%. С учётом потерь при перегрузке руды на промежуточных складах этот показатель принят равным 1.5%. В таблице 6 приведены результаты расчёта.

Таблица 9 - Сводная таблица по расчёту потерь и разубоживания руды при добыче на карьере Коскудук

Горизонт, м	Содержание металла в руде в массиве, %	Количество руды в массиве, т	Объём руды в массиве, м ³	Потери, т	Потери, %	Разубоживание, т	Разубоживание, %
1	2	3	4	5	6	7	8
285	0,80	151.5	53.3	5.2	3.4	20.5	13.5
290	1,12	5519.4	1940.1	242.9	4.4	750.6	13.6
295	1,43	15660.6	5504.6	469.8	3	2129.8	13.6
300	1,68	30949.1	10878.4	1361.8	4.4	4178.1	13.5
305	1,79	42493.4	14936.2	1699.7	4	5651.6	13.3
310	1,68	41271.5	14506.7	1362.0	3.3	5571.6	13.5
315	1,27	33091.6	11631.5	1456.0	4.4	4500.5	13.6
320	1,08	22153.3	7786.8	886.1	4	3123.6	14.1
325	0,88	21177.1	7443.6	847.1	4	2858.9	13.5
330	1,02	16369.5	5753.8	491.1	3	2160.8	13.2

335	1,18	8479.7	28019.0	432.5	5.1	1136.3	13.4
340	1,12	3218.1	25048.0	128.7	4	434.4	13.5
345	0,80	2994.6	26081.0	119.8	4	437.2	14.6
350	0,54	1497.7	24620.0	52.4	3.5	202.2	13.5
355	0,37	452.7	26877.0	18.1	4	61.6	13.6

Среднее значение составляет: потери 3.9%, разубоживание 13.6%. Для проектных расчётов принимаем показатели: потери 4%, разубоживание 14%.

3.5 Формирование углов откосов уступов и бортов карьера

В соответствии с требованиями «ОПБ» и «ВНТП 35-86» высота уступа принимается с учётом физико-механических свойств горных пород и полезного ископаемого, горнотехнических условий их залегания, а также не должна быть больше высоты черпания экскаватора.

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

Откосы бортов карьера формируются одинарными уступами на скальных породах. Формирование откосов уступов на предельном контуре карьера на горизонтах, представленных скальными и полускальными породами осуществляется с применением буровзрывных работ. Бурение взрывных скважин производится станками, позволяющими бурить вертикальные и наклонные скважины, глубиной 30 метров.

3.6 Оценка устойчивости бортов карьера

Устойчивость бортов карьеров определяется комплексом инженерно-геологических, гидрогеологических и технологических факторов, из которых наибольшее влияние оказывают следующие: прочность, слоистость, обводнённость и трещиноватость горных пород.

С целью повышения безопасности для расчёта приняты данные пород со сцеплением 1500 т/кв.м, углом внутреннего трения 35 градусов и коэффициентом крепости по Протодьяконову 8. Это самые слабые породы из всех, которыми сложен массив. Поскольку данные испытаний относятся к монолитным образцам, то сцепление в образце вычисляется с поправкой в соответствии с формулой:

$$K_m = K / (1 + a \cdot \ln(H/h)) = 1500 / (1 + 3 \cdot \ln(245/1)) = 85.7 \text{ т/кв.м}$$

- сцепление в образце $K=1500$ т/кв.м;
- средняя высота борта $H=245$ м;
- средняя высота образца $h=1$ м;
- для пород средней крепости и нормальной трещиноватости $a=3$.

На основании приведённых данных по стандартной методике проведено определение степени устойчивости изотропного массива методом алгебраического сложения сил для наименее устойчивого инженерно-геологического элемента карьера (ИГЭ). В качестве ИГЭ выбраны участки борта с максимальными углами откоса.

Линия сечения, показана на плане проектного карьера по состоянию на 31.12.2029 г. Запас устойчивости борта рассчитанный по другим участкам будет заведомо выше. План карьера с линией сечения по ИГЭ приводится на рисунке 4.

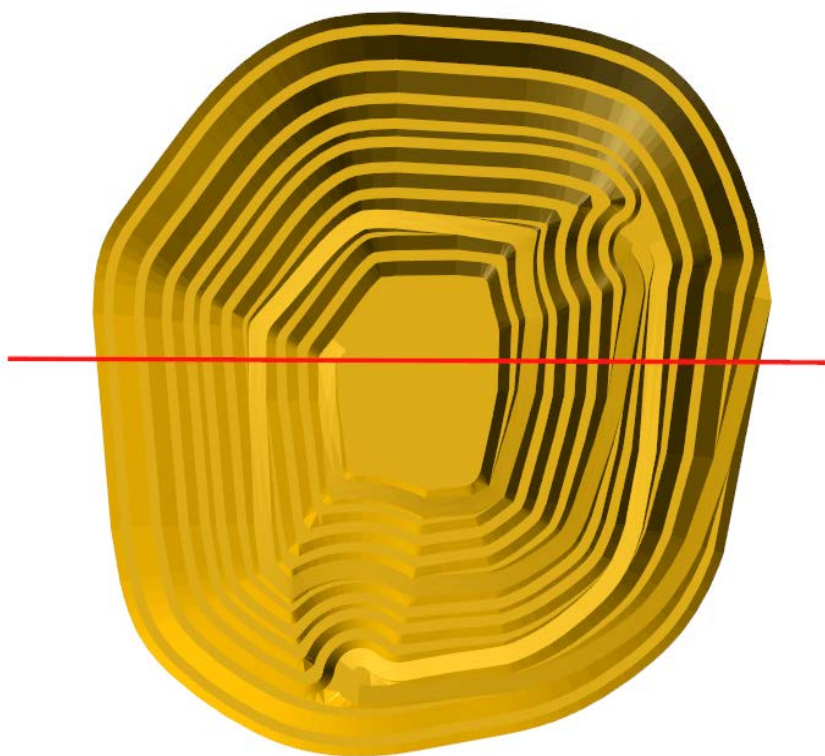


Рисунок 4 - Расположение линии инженерно-геологического элемента на плане

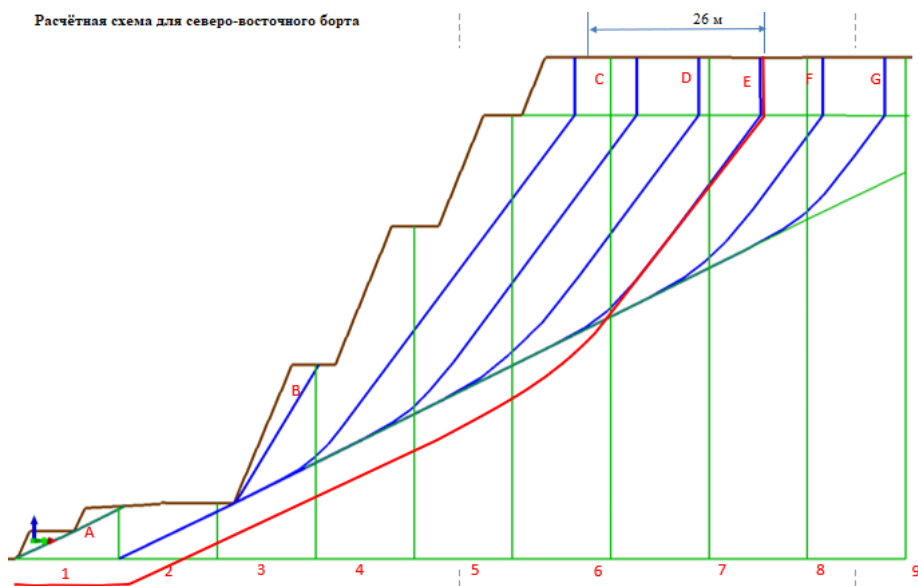
Исследование устойчивости по сечению ИГЭ произведено отдельно для западного и восточного участков борта с поверхности до дна карьера на отм. +200 м в том месте, где находятся наиболее нагруженные горизонты и крутые уступы.

Для восточного борта средний угол наклона составляет 41.9° . Высота борта до поверхности 90 м.

Для западного борта средний угол наклона составляет 41.6° . Высота борта до поверхности 200 м.

Для целей расчёта массив разделён на ряд вертикальных отсеков пронумерованных цифрами 1, 2, 3, 4, 5, 6, 7 и 8, по которым рассчитаны параметры поверхностей скольжения промаркированных литерами А, В, С, D, Е, F и G.

Коэффициент запаса устойчивости для каждой поверхности скольжения определялся как отношение суммы удерживающих сил по всем отсекам к сумме сдвигающих сил по всем отсекам.



Восточный борт

Рисунок 5 - Расчётная схема устойчивости бортов в сечении по ИГЭ

Красным цветом выделены поверхности скольжения с минимальными коэффициентами запаса устойчивости.

Результаты расчёта сведены в таблицу 10.

Таблица 10 - Расчёт устойчивости борта карьера

Поверхности скольжения	A	B	C	D	E	F	G
Коэффициент запаса устойчивости для восточного борта	5.5	2.28	1.88	1.91	1.99	2.1	2.17
Коэффициент запаса устойчивости для западного борта	2.33	2.02	1.88	1.78	1.74	1.82	-

В качестве нормативной устойчивости нагруженного борта принят коэффициент запаса устойчивости 1.3.

Приведённые расчёты показывают, что устойчивость бортов и уступов карьера высокая. Это связано с отсутствием рыхлого чехла, преимущественно грубообломочным составом вмещающих пород при оптимальных их прочностных характеристиках и весьма пологим залеганием пород при слабой

степени трещиноватости. Высокой степенью трещиноватости характеризуются только сами рудные тела и вмещающие их линейные тектонические зоны субвертикального падения, которые в конечном контуре в бортах карьера отсутствуют.

Выход красной линии на поверхность показывает границу зоны, ближе которой к бровке верхнего уступа карьера запрещено размещение стационарной нагрузки (около 26 м).

Изменение напряжённого состояния горных пород после проходки выработок приводит к тому, что, практически, при любых коэффициентах запаса устойчивости борта деформируются.

При напряжениях вдоль наиболее напряжённой поверхности скольжения, не превышающих предела ползучести горных пород, борта карьера испытывают затухающие пластические деформации, которые активизируются при отработке каждого нового горизонта.

При напряжениях для всех слоёв пород более предела ползучести затухающие деформации бортов с течением времени могут смениться деформацией с постоянной скоростью, которая со временем может перейти в деформацию с возрастающей скоростью, заканчивающуюся обрушением или оползанием борта. Поверхность скольжения формируется в области максимальных деформаций сдвига – в прибортовом массиве горных пород. Абсолютная величина относительно сдвига, достигая максимального значения вблизи потенциальной поверхности скольжения, плавно уменьшается с удалением от поверхности откоса в глубь массива.

Ширина зоны сдвига в направлении от земной поверхности к основанию откоса сокращается, однако концентрация изолиний смещения в зоне формирования потенциальной поверхности скольжения происходит таким образом, что величина максимального сдвига, предшествующая обрушению, вдоль поверхности скольжения остаётся постоянной. Зона деформаций распространяется на значительное расстояние от верхней бровки карьера, равное 1.2-1.5 высоты карьера. В основании зона деформации распространяется на расстояние, примерно равное 0.3 высоты карьера от нижней бровки.

Чтобы не произошло обрушения, необходимо не создавать нагрузок на борт в зонах с минимальным коэффициентом устойчивости. В этих зонах нельзя размещать оборудование и проводить автомобильные дороги. Также, при проведении маркшейдерских замеров необходимо следить за смещением реперов для того, чтобы своевременно произвести принудительную заоткоску борта не дожидаясь самопроизвольного обрушения.

Проведённым расчётом для конечного контура карьера наличие неустойчивых зон не установлено, принудительную заоткоску борта производить не требуется, однако маркшейдерская служба предприятия для повышения безопасности работ предусматривает регулярный контроль за подвижками горных пород по периметру карьера.

3.7 Режим работы рудника

Режим горных работ предприятия круглогодовой, вахтовый, двухсменный. Продолжительность вахты – 15 дней. Продолжительность смены – 12 часов с часовым перерывом на обед. Бурение, экскавация, транспортировка горной массы и работы на отвалах производятся круглосуточно. Взрывные работы производятся в светлое время суток. Все виды горно-добычных работ ведутся подрядными организациями, на основании договоров.

3.8 Производственная мощность предприятия

Горно-геологические условия золотополиметаллического месторождения Коскудук позволяют вести отработку открытым способом. Предусматривается отработка запасов месторождения карьером до отметки +300 м.

Годовая производительность карьера по руде составляет: в 2026 г. 112.99 тыс.т., в 2027 г. 90.28 тыс.т., в 2028 г. 22.14 тыс.т., в 2029 г. 20.01 тыс.т. Срок отработки запасов 4 лет.

Горные работы на руднике (добыча руды, ведение вскрышных работ и транспортировка вскрыши в отвал) осуществляется на договорной основе подрядной организацией, которая использует собственные технические средства (машины и оборудование), материальные и трудовые ресурсы. Производительность по карьеру Коскудук и объёмы отработки по годам, показаны в таблице 11.

Таблица 11 - Производительность карьера по годам.

		Производительность в 2026 г			
			В ГОД	В месяц	В сутки
Горная масса	тыс,м3	8021.8	668.5	22.3	11.1
	тыс,т	20856.7	1738.1	144.8	12.1
Вскрыша	тыс,м3	7982.2	665.2	22.2	11.1
	тыс,т	20753.7	1729.5	144.1	12.0
Руда	тыс,м3	39.65	3.3	0.3	0.0
	тыс,т	112.99	9.4	0.8	0.1
		Производительность в 2027 г			
Горная масса	тыс,м3	6115.5	509.6	16.9	8.4
	тыс,т	15900.3	1325.0	44.2	22.1
Вскрыша	тыс,м3	6080.3	506.6	16.9	8.4
	тыс,т	2338.6	194.9	6.5	3.2
Руда	тыс,м3	31.68	2.64	0.09	0.04
	тыс,т	90.28	7.52	0.25	0.13
		Производительность в 2028 г			

Горная масса	тыс,м3	1 026.40	85.5	2.8	1.4
	тыс,т	2 668.64	222.30	7.28	3.64
Вскрыша	тыс,м3	1018.6	84.8	2.8	1.4
	тыс,т	2 648.36	220.48	7.28	3.64
Руда	тыс,м3	7.77	0.63	0.21	0.11
	тыс,т	22.14	1.8	0.61	0.3
Производительность в 2029 г					
Горная масса	тыс,м3	989.5	82.4	2.7	1.4
	тыс,т	2 572.7	214.2	7.0	3.6
Вскрыша	тыс,м3	982.5	81.8	2.7	1.4
	тыс,т	2 554.5	212.7	7.0	3.6
Руда	тыс,м3	7.05	0.60	0.20	0.10
	тыс,т	20.1	1.7	0.57	0.28

3.9. Система разработки и структура комплексной механизации

3.9.1 Система разработки и структура комплексной механизации

Для выполнения горно-подготовительных, вскрышных и добычных работ на карьерах принято два класса комплексов оборудования:

- экскаваторно-транспортно-отвальный для выполнения вскрышных работ;
- экскаваторно-транспортно-разгрузочный для производства добычных работ.

Система разработки принята цикличная, транспортная, с внешними отвалами бульдозерного типа.

Горные работы ведутся подрядными организациями применяющими различное оборудование, однако, основные параметры оборудования схожи между собой. Далее рассматривается оборудование, с использованием которого выполняется основной объём работ.

Состав основного технологического оборудования для выполнения горных работ представлен в таблице 12.

Таблица 12 - Структура комплексной механизации карьера

Класс комплекса	Наименование комплекса	Назначение оборудования
		Подготовка горных пород к выемке
IV	экскаваторно-транспортно-отвальный	Буровые станки JK 590, Гусеничный бульдозер Shantui SD22
VI	экскаваторно-транспортно-разгрузочный	Буровые станки JK 590. Гусеничный бульдозер Shantui SD22

Класс комплекса	Наименование комплекса	Назначение оборудования		
		Выемочно-погрузочные работы	Транспортирование	Отвалообразование
IV	экскаваторно-транспортно-отвальный	Гидравлический экскаватор Lonking CDM6500	Автосамосвал Shacman	Гусеничный бульдозер Shantui SD 22. Автосамосвал Shacman
VI	экскаваторно-транспортно-разгрузочный	Гидравлический экскаватор Lonking CDM6500	Автосамосвалы Shacman	Гусеничный бульдозер Shantui SD 22. Гидравлический экскаватор Hitachi Zaxis 330CX

Схемы работы оборудования показаны на рисунках 6,7,8.

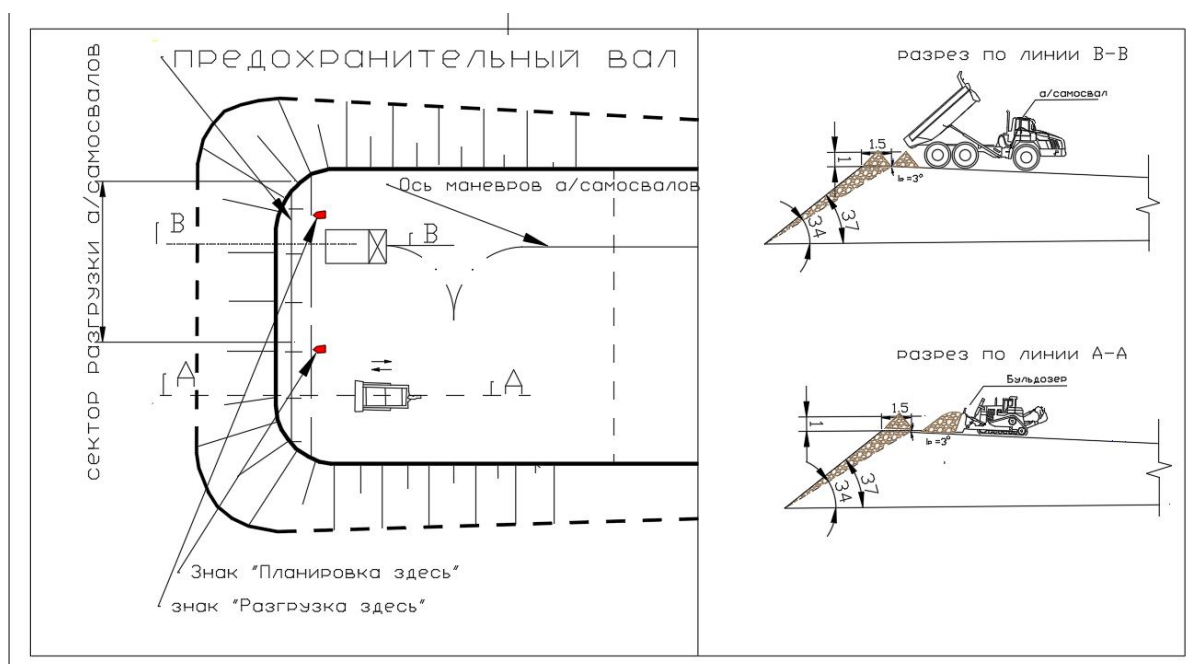


Рисунок 6- Схема бульдозерного транспортного отвалообразование

организации экскаваторов с высотой черпания 12 м, при отработке руды уступы делятся на подуступы по 5 м для уменьшения потерь и разубоживания при этом применяются экскаваторы типа обратная мехлопата;

- углы рабочих уступов приняты 65 град.;
- углы откосов бортов карьера приняты 43 град.-45 град.;
- ширина предохранительных берм принята 8 м исходя из условия механизированной очистки в соответствии с п.38 «ОПБ при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом»;
- ширина транспортных берм до 14 м;
- ширина рабочей площадки от 18.9 до 22 м.

3.9.3 Параметры автодорог и транспортных берм

Автомобильные дороги в карьере в соответствии с таблицей 44 СНиП 2.05.07-91*[13].

Ширина проезжей части внутрикарьерных дорог и предельные продольные уклоны устанавливаются проектом с учётом технических характеристик применяемых автомобилей и автопоездов. Временные въезды в траншее предусматриваются таким образом, чтобы вдоль них при движении транспорта оставался свободный проход шириной не менее 1,5 м с обеих сторон.

Ширина транспортной бермы определяется по формуле:

$$Ш = П_y + П_k + П_o + П_n + П_{он} + П_d + П_b + П_б$$
,
Ширина: (1+0,5+0,75+2,7+2,7+0,75+1,6+2,5+1,5) равно 14 метров.

где, $П_y$ – расстояние от нижней бровки уступа до верхней бровки канавы (площадка для сбора осыпи) (1м);

$П_k$ – ширина канавы поверху (0,5м);
+2,

$П_o$ – ширина обочины от кромки дороги до бровки канавы (0,75м);

$П_n$ – ширина проезжей части для автосамосвала Shacman (2,7м);

$П_{он}$ – ширина обочины от кромки автодороги до подошвы грунтового вала(0,75м);

$П_d$ – ширина дистанции между двумя автосамосвалами (1,6м);

$П_b$ – ширина подошвы грунта вала (2,5м) при высоте вала (2 м);

$П_б$ – ширина призма возможного обрушения (1,5м);

Все автодороги оборудуются системой с открытым водоотливом (прибортовые каналы или кювет), обеспечивающим отвод воды от проезжей части.

Ведении горных работ в карьере, с целью обеспечения наилучших условий селективной выемки и сокращения уровня потерь и разубоживания, высота подступа при работе на руде принимается равной 5 м. Вскрышные уступы отрабатываются 10 метровыми подступами. Принятая высота добычных и вскрышных уступов удовлетворяет «Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы», так как не превышает максимальной глубины выемки (копания) для обратной лопаты.

3.9.4 Основные параметры проектного карьера

Параметры проектного карьера на основании основных элементов разработки, отображены в таблице 13.

Таблица 13 - Основные параметры проектного карьера

Показатели	Ед. изм.	Оптимальный вариант карьера до гор +200м
Размеры карьера:		
длина	м	560
ширина	м	536
высота	м	200
Генеральный угол наклона борта	градусы	41-45
Высота уступа	м	20
Эксплуатационные запасы окисленной руды	тыс.т	0.40
Запасы металлов: золото	кг	0.36
серебро	т	7.30
свинец	тыс.т	4.34
Эксплуатационные запасы сульфидной руды	тыс.т	273.63
Запасы металлов: золото	кг	170.57
серебро	т	7.275
свинец	тыс.т	4 226
цинк	тыс.т	6.181
Объем горной массы	тыс.м ³	16 153.2
Объем вскрыши	тыс.м ³	16 067.1
Средний эксплуатационный коэффициент вскрыши	м ³ /т	58.63

Максимальная годовая производительность карьера:		
по руде	тыс.т	102.99
по горной массе	тыс.м ³	6 115.5
Срок отработки	лет	4

Проектный контур карьера на конец отработки по новому проекту до гор.200 м показан на рисунке 11, 12.



Рисунок 11 - Проектный вариант карьера (вид в плане)



Рисунок 12 - Проектный вариант карьера (вид в разрезе по продольной оси)

3.9.5 Элементы системы разработки

Для выполнения горно-подготовительных, вскрышных и добычных работ на карьерах принимается два класса комплексов оборудования:

- экскаваторно-транспортно-отвальный (ЭТО) для выполнения вскрышных работ;
- экскаваторно-транспортно-разгрузочный (ЭТР) для производства добычных работ.

3.9.6 Календарные графики вскрышных и добычных работ

Календарный график горных работ по карьере золотополиметаллического месторождения «Коскудук» на период 2026-2029гг. представлен в таблице 14.

Таблица 14 - Календарный график горных работ карьера по годам

Показатели	Ед. изм.	2026	2027	2028	2029
Добыча руды	тыс.т	112.99	90.28	22.14	20.07
Среднее содержание Au	г/т	0.69	0.74	0.79	0.76
Среднее содержание Ag	г/т	28.93	32.12	32.25	33.50
Среднее содержание Pb	%	1.60	1.98	1.85	1.81
Среднее содержание Zn	%	2.81	2.54	2.38	2.35
Количество Au	кг	77.7	66.9	17.4	15.3
Количество Ag	т	3268.2	2 899.6	714.0	672.3
Количество Pb	т	1 809.8	1 786.4	410.5	362.5
Количество Zn	т	3 178.9	2 289.7	527.0	472.2
Объем горной массы	тыс. м ³	8 021.8	6 115.5	1 026.4	989.5
Вскрышные породы	тыс. м ³	7 982.2	6 083.8	1 118.6	982.5
Коэффициент вскрыши	м ³ /т	70.64	67.39	46.01	48.95

3.10 Буровзрывные работы

Рабочие места для ведения буровых работ обеспечиваются подготовленным фронтом работ (очищенной и спланированной рабочей площадкой), комплектом исправного бурового инструмента и паспортом на бурение.

Буровой станок устанавливается на спланированной площадке на безопасном расстоянии от верхней бровки уступа, определяемом расчётами или проектом, но не менее 2 м от бровки до ближайшей точки опоры станка; при бурении первого ряда скважин продольная ось станка располагается перпендикулярно бровке уступа. При установке буровых станков шарошечного бурения на первый от откоса ряд скважин управление станками осуществляется дистанционно.

Перемещение бурового станка с поднятой мачтой по уступу допускается только по спланированной горизонтальной площадке. При перегоне бурового станка с уступа на уступ или под высоковольтной линией мачта укладывается в транспортное положение, буровой инструмент снимается или надёжно закрепляется.

Бурение скважин производится в соответствии с паспортом на бурение и технологическим регламентом для каждого способа бурения. До начала бурения на каждом участке производится осмотр места бурения для выявления незорвавшихся зарядов взрывчатых материалов и средств их инициирования.

Не допускается работа на буровых станках с неисправными ограничителями переподъёма бурового снаряда, при неисправном тормозе лебёдки и системах пылеподавления.

Подъёмный канат бурового станка рассчитывается на максимальную рабочую нагрузку и должен иметь пятикратный запас прочности. При выборе каната руководствуются заводским актом-сертификатом. Не реже одного раза в неделю лицом контроля проводится наружный осмотр каната с записью результатов в журнале; выступающие концы проволок обрезаются. При наличии в подъёмном канате более 10 % порванных проволок на длине шага свивки канат подлежит замене.

Работающий на мачте бурового станка пользуется предохранительным поясом, прикреплённым к мачте. Не допускается нахождение людей на мачте станка во время его работы и передвижения.

3.10.1 Обоснование выбора бурового станка

Исходя из горно-геологических условий разработки золотополиметаллического месторождения Коскудук, объёма и требуемых сроков выполнения буровзрывных работ применяется метод вертикальных скважинных зарядов.

Для условий золотополиметаллического месторождения Коскудук с производительностью карьера до 800 тыс. м³ горной массы в год основной

объем которой относится к средне и трудно взрываемой, считаем наиболее рациональным для бурения скважин применение станков типа JK 590 с диаметром 115 мм на вскрышных уступах и пневмогидравлических буровых установок JK 590 с погружным пневмоударником ДТН диаметром 115 мм. Данные станки хорошо зарекомендовали себя на открытых горных работах с аналогичными условиями разработки залегающих руд и вмещающих пород.

Буровзрывные работы ведутся подрядными организациями, на основании договора. Фактически на карьере для отработки руды применяется схема расположения скважин БВР 3х2.5м диаметром скважин 115мм, для отработки породы применяется схема БВР 3х3м диаметром скважин 115мм. Эти параметры используются как оптимальные.

3.10.2 Технологические требования к крупности дробления

Взорванная горная масса по крупности должна соответствовать определённым требованиям.

Допустимый максимальный размер кусков определяется по следующим формулам:

исходя из вместимости $V_к$ ковша экскаватора $L_{max} \leq 0.75 \sqrt[3]{V_к}$, м;

исходя из вместимости $V_т$ транспортных средств $L_{max} \leq 0.5 \sqrt[3]{V_т}$, м;

при погрузке в приёмные отверстия дробилки $L_{max} \leq 0.75B$,

где B – ширина приемного отверстия дробилки, м.

Расчёты по определению максимального размера куска взорванной породы сведены в таблице.

Таблица 15 - Допустимый максимальный размер кусков

№ п/п	Показатели	Оборудование			Дробилка
		Экскаватор		Автосамосвал	
		Lonking CDM6550	Hitachi Zaxis 330CX	Shacman	
1	Вместимость (м ³):				
	Ковша	2.5	1.8		
	Кузова			10.5	
2	Ширина приёмного отверстия дробилки, м				0.6
3	Максимальный размер куска, м	1.0	1.2	1.7	0.4

Принимается максимальный размер куска 0.4 м для руды и 0.9 м для породы.

3.10.3 Классификация пород по взрываемости

Оруденение месторождения Коскудук пологозалегающее, пластообразные залежи. По результатам визуальных наблюдений, буровых и опытно-фильтрационных работ в разрезе выделен один водоносный горизонт, представленный зоной открытой трещиноватости гранитизированных метаморфических пород верхнего протерозоя.

Наиболее полной является классификация массивов скальных пород по степени трещиноватости и содержанию крупных кусков, разработанная Межведомственной комиссией по взрывному делу, которая принимается за основу при расчёте параметров БВР на месторождении Коскудук.

Таблица 16 - Классификация пород по трещиноватости

Категория трещиноватости	Степень трещиноватости (сложности) массива	Среднее расстояние между трещинами, м	Акустический показатель трещиноватости	Содержание (%) в массиве отделинностей размером, мм		
				+300	+700	+1000
I	Чрезвычайно трещиноватые (мелкообломочные)	0.1	0-0.1	100	0	0
II	Сильно трещиноватые (средне-обломочные)	0.1-0.5	0.1-0.25	10-70	30	5
III	Средне трещиноватые (крупно-обломочные)	0.5-1	0.25-0.4	10-70	30-80	5-40
IV	Мало трещиноватые (весьма крупно-блочные)	1-1.5	0.4-0.6	10	80÷100	40-100
V	Практически монолитные (исключительно крупноблочные)	1.5	0.6-1	0	100	100

На основании имеющихся данных можно сделать следующие предположения:

- 1) породы зоны выветривания и области тектонических нарушений, согласно принятой классификации, сильно трещиноватые (среднеблочные) относятся ко II категории;
- 2) породы нижних горизонтов и в зонах, удалённых от тектонических разломов, по состоянию разведочного керна среднетрещиноватые (крупноблочные) относятся к породам III категории.

Наиболее полное отражение факторов, влияющих на качество дробления горной массы, отражено в шкале взрываемости пород, разработанной ЦНИГРИ, которая принята за основу при разработке временной классификации по взрываемости пород и руд месторождения Коскудук, представленной в таблице 17.

Таблица 17 - Классификация пород по взрываемости

Категория пород по взрываемости	Степень взрываемости	Категория трещиноватости	Средний размер отдельных в массиве, м	Коэффициент крепости по шкале Протодяконова, f	Плотность пород, т/м ³	Расчётный удельный расход ВВ с теплотой взрыва 100 кДж для выхода кусков, кг/м ³	
						Свыше 500 мм не более 10%	Свыше 1000 мм не более 3-5%
II	Средневзрываемые Окисленные и сульфидные руды, конгломераты слабовыветрелые	II - III	0.5-1.0	8-10	2.5-2.8	0.6-0.9	0.5-0.7
III	Трудновзрываемые конгломераты, песчаники и конгломерат-песчаники, порфириты андезит-базальтовые	III - IV	1.0-1.5	10-12	2.6-2.8	0.9-1.2	0.7-0.95

В процессе отработки месторождения классификации пород по трещиноватости и взрываемости может потребовать уточнений.

3.10.4 Выбор типа ВВ и средств взрывания

Критерии оптимальности применяемых ВВ – конкретные соотношения между свойствами взрывааемых горных пород и параметрами применяемых ВВ.

Принимается многорядное расположение скважин в пределах взрываемого блока на руде и на вскрыше. Диаметр скважины 115 мм. Основными параметрами расположения скважин являются расстояние (а) между скважинами в ряду, расстояние (в) между рядами и линия (W) сопротивления по подошве. Схема коммутации взрывной сети на уступе порядная, диагональная и врубовая при проходке траншей. Взрывание короткозамедленное. Интервал замедления внутрискважинный 550 мс, поверхностный 17-63 мс.

Предельное значение W_p для одиночной скважины определяется по формуле С.А. Давыдова

$$W_p = 53K_T d_c \sqrt{\frac{\nabla_{\text{вв}}}{K_{\text{вв}} \gamma}}, \text{ м}$$

где K_T – коэффициент трещиноватости;

d_c – диаметр скважины, м;

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

γ – плотность горной породы, т/м³;

$K_{\text{вв}}$ – коэффициент относительной работоспособности ВВ по отношению к граммониту 79/21.

Полученная расчётная величина проверяется на условие безопасного ведения работ на уступе:

$$W_6 = H_y \times \text{ctg} \alpha + C, \text{ м}$$

где H_y – высота уступа, м;

α – угол откоса уступа, град.;

C – минимально допустимое расстояние от скважины до верхней бровки уступа, м.

Принимается величина линии сопротивления по подошве, которая удовлетворяет условию $W_p \geq W_6$.

Величина перебура скважины:

$$L_{\text{пер}} = \text{до } 0.25 H_y$$

Длина скважины с учетом перебура:

$$L_{\text{скв}} = H_y + l_{\text{пер}}$$

Расстояние (а) между скважинами в ряду принимается равным 4.0 м, а расстояние (в) между рядами скважин с учетом коэффициента сближения при $\omega = 1.0$ принимается также 4.5м. Параметры сетки скважин показаны на рисунке 13,14,15,16.

Масса скважинного заряда ВВ (кг) определена по формулам:

для скважин первого ряда $Q_3 = gWH_{ya}$,

для скважин последующих рядов $Q_3 = gvH_{ya}$,

где g – удельный расход ВВ, кг/м³.

Длина забойки: $l_{заб} = \mu W$, м,

где $\mu = 0.4 \div 0.7$ – коэффициент забойки.

Длина заряда, м: $l_{ВВ} = Q_3 / P_{ВВ}$,

где $P_{ВВ}$ – вместимость ВВ в 1 п.м скважины, кг, определяется по формуле:

$P_{ВВ} = 7.85 d_c^2 \nabla_{\text{вв}}$, кг/м,

где d_c – диаметр скважины, дм.

Значение $l_{ВВ}$ проверяется на соблюдения условия $l_{ВВ} \leq L_c - l_{заб}$

Параметры конструкции скважинных зарядов приведены на рисунке 13.

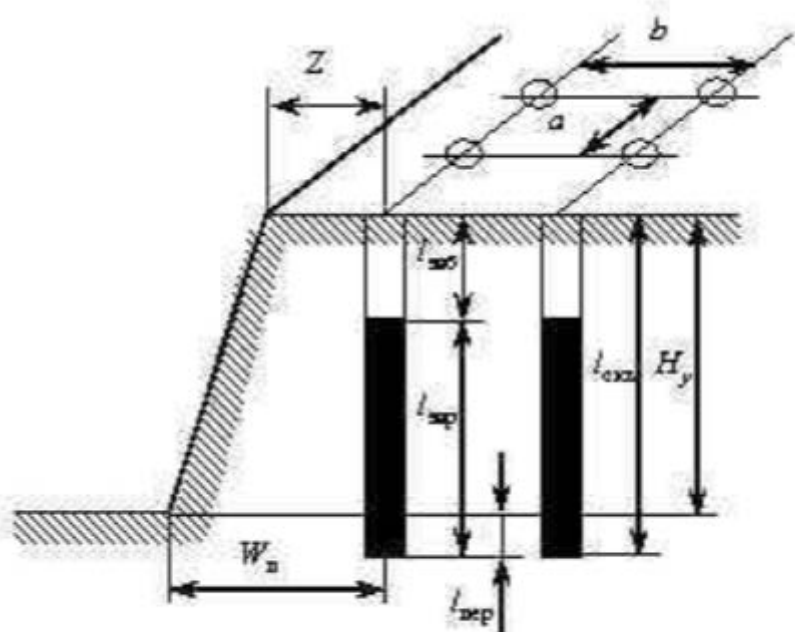


Рисунок 13 – конструкций скважинных зарядов

Длина ($L_{бл}$) взрываемого блока рассчитывается из условия обеспечения экскаватора четырёхдневным запасом взорванной горной массы и рассчитывается по формуле:

$$L_{бл} = \frac{N \times Q_{эк}}{(W + b(n-1)) * H_y}, \text{ м,}$$

где $N = 4$ - количество рабочих дней между взрывами;
 $Q_{\text{эк}}$ – суточная производительность экскаватора, $\text{м}^3/\text{сут.}$;
 n – количество рядов скважин в блоке, шт.

Количество ($N_{\text{скв}}$) скважин в одном ряду

$$N_{\text{скв.р.}} = \frac{N_{\text{бл.}}}{a}, \text{ шт.},$$

где a – расстояние между скважинами в ряду, м.

Общее количество скважин ($N_{\text{скв.б}}$) на обуренном блоке

$$N_{\text{скв.б}} = n \times N_{\text{скв.р.}}$$

Общая длина ($\sum l_{\text{ск}}$) скважин на обуриваемом блоке

$$\sum l_{\text{ск.}} = N_{\text{скв.б.}} \times l_{\text{ск.}}$$

Выход горной массы с одного погонного метра скважины определяется по формуле:

$$(V_{\text{г.м.}}) = \frac{V_{\text{бл.}} \times L_{\text{бл.}} \times H_y}{\sum l_{\text{ск.}}}, \text{ м}^3/\text{пм}$$

Исходные данные и результаты расчёта параметров буровзрывных работ приведены в таблице 18.

В процессе эксплуатации месторождения параметры БВР уточняются для конкретных условий и корректируются.

Таблица 18 - Исходные данные и расчёт параметров буровзрывных работ

№ п/п	Расчётные показатели параметров БВР	Категория и степень взрываемости горных пород		
		II	II	III
1	Высота уступа (H_y), м	10	5	10
2	Угол откоса уступа, град	65	65	65
3	Диаметр скважины ($d_{\text{скв}}$), м	0.115	0.115	0.115
4	Коэффициент трещиноватости (K_T)	1.1	1.1	1.05
5	Плотность заряда ВВ, $\text{т}/\text{м}^3$	1.2	1.2	1.2
6	Плотность взрывае­мых пород: руды (ρ_p), $\text{т}/\text{м}^3$ вскрыши (ρ_n), $\text{т}/\text{м}^3$	2,7	3,0 -	3,0
		2.65		2.65
7	Коэффициент работоспособности ВВ ($K_{\text{ВВ}}$)	1.1-1.2	1.1-1.2	1.1-1.2
8	Величина ЛСПП одиночного заряда ($W_{\text{ог}}$)	5.73	5.8	5.47
9	Величина фактической ЛСПП ($W_{\text{ф}}$), м	6.64	4.82	6.64
10	Расчётная величина (W):			

	руда, м	-	5.8	-
	порода, м	6.64	-	6.64
11	Перебур скважин ($l_{пер}$), м	1.5	1.0	1.5
12	Глубина скважин ($l_{скв}$), м	11.5	6.0	11.5
13	Длина забойки ($l_{заб}$), м	4.3	3.8	4.3
14	Длина заряда в скважине ($l_{зар}$), м	7.2	2.2	7.2
15	Вес заряда в 1 м скважины (P), кг	21.2	21.2	21.2
16	Вес заряда в скважине ($Q_{скв}$), кг	184,6	46.6	152.6
17	Расчётный удельный расход ВВ (q), кг/м ³	0.75	0.75	0.75
18	Расстояние между скважинами по первому ряду (a_1):			
	руда, м	-	2.1	-
	порода, м	3.1	-	3.1
19	Коэффициент сближения скважин в 1-м ряду, т	0.5	0.4	0.5
20	Расстояние между скважинами в последующих рядах (a_{II}), м	4	4	4
21	Расстояние между рядами скважин (b), м	4	4	4
22	Количество рядов скважин (n)	5	4	5
23	Ширина взрываемого блока ($B_{бл}$), м	24	20	24
24	Длина взрываемого блока ($L_{бл}$):			
	рудного, м	-	100	-
	породного, м	225	-	225
25	Количество скважин на блоке на первом ряду:			
	на рудном горизонте	-	48	-
	на породном горизонте	72	-	72
26	Количество скважин на блоке в последующих рядах:			
	на рудном горизонте	-	25	-
	на породном горизонте	56	-	56
27	Общая длина скважин:			
	на рудном блоке, м	-	738	-
	на породном блоке, м	4048	-	4048
28	Выход горной массы с 1м скважины в блоке ($V_{гм}$), м ³ /м	15.6	13.5	15.6

При вторичном дроблении по результатам расчётов размера негабаритов (3.10.2, таблица 16) принято, что размер (l_n) негабарита не должен превышать 0.4 м на руде и 0,9 на скале. Выход негабарита (μ_n) принимается равным 5 %.

Объем (Q_n) негабаритных кусков определен по формуле

$$Q_n = \frac{Q_{в.п} \times \mu_n}{100}, \text{ м}^3$$

где $Q_{в.п.}$ – годовой объем взрывааемых горных пород, м³/год

Количество негабаритных кусков

$$K_n = \frac{Q_n}{l_n^3}, \text{ штук}$$

где l_n^3 – объем негабаритного куска, м³.

Для дробления негабарита шпуровым методом, при котором в каждом негабаритном куске бурится шпур глубиной 0.3 м на руде и 0.7 м на скале.

Для бурения шпуров принимаются бурильные молотки ПР-19 или ПР-22.

Количество шпурометров, необходимое для ликвидации годового объема негабаритных кусков

$$N_{шп.} = l_{шп.} \times K_n, \text{ м}$$

где $l_{шп.}$ – глубина шпура, м

Удельный (g_n) расход ВВ на разделку негабарита принимается равным 0.4 кг/м³.

Годовой расход ВВ на разделку негабарита

$$Q_{вв.н} = Q_n \times g_n, \text{ кг}$$

3.10.5 Расположение и порядок взрывания скважинных зарядов

Принимается многорядное расположение скважин в пределах взрывааемого блока на руде и на вскрыше. Диаметр скважины 115 мм. Основными параметрами расположения скважин являются расстояние (а) между скважинами в ряду, расстояние (в) между рядами и линия (W) сопротивления по подошве. Схема коммутации взрывной сети на уступе порядная, диагональная и врубовая при проходке траншей. Взрывание короткозамедленное. Интервал замедления внутрискважинный 500 мс, поверхностный 17-63 мс.

3.10.6 Основные виды схем бурения

Схема бурения – это пространственная дислокация скважин.

Непосредственно на блоке пространственная дислокация скважин реализуется посредством вынесения в натуру ее геометрических проектных параметров: расстоянием между рядами скважин (в), расстоянием между скважинами (а), глубиной скважины ($L_{скв.}$), углом наклона скважины к вертикали (β), углом наклона ряда скважин, по величине равной расстоянию между рядами в, относительно свободной поверхности откоса уступа.

Классификация по расположению скважин относительно друг друга определяется принятой сеткой скважин.

Различают:

- прямоугольную сетку скважин, $a=mb$, где $m=1.0$ (см. рис.№ 14);

- сетку с шахматным расположением скважин, $a=m \cdot b$, где $m=1.0$ (см. рис.№ 15);
- прямоугольную сетку скважин, $a=mb$, где $m > 1.25$ (см. рис.№ 15);
- с шахматным расположением скважин, $a=m \cdot b$, где $m > 1.25$ (см. рис. № 17).

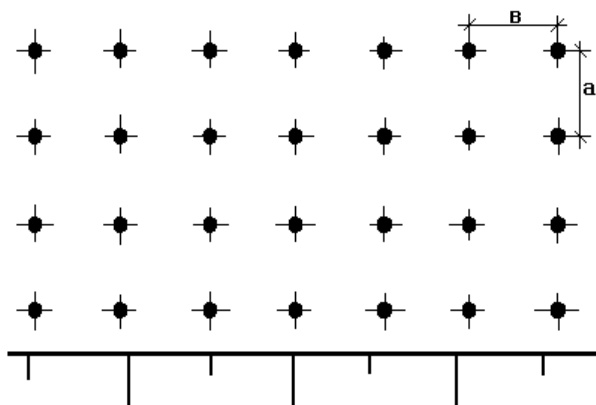


Рисунок 14 - Параметры прямоугольной квадратной сетки скважин, $a = m \cdot b$, где $m=1.0$

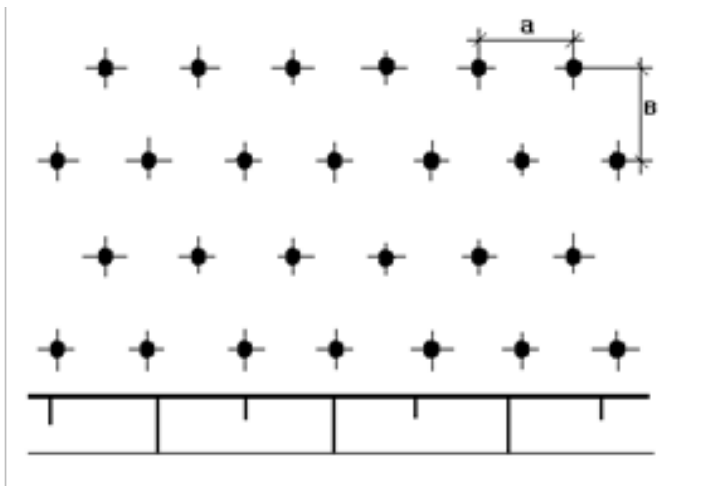


Рисунок 15 - Параметры с шахматным расположением сетки скважин, $a = m \cdot b$, где $m=1.0$

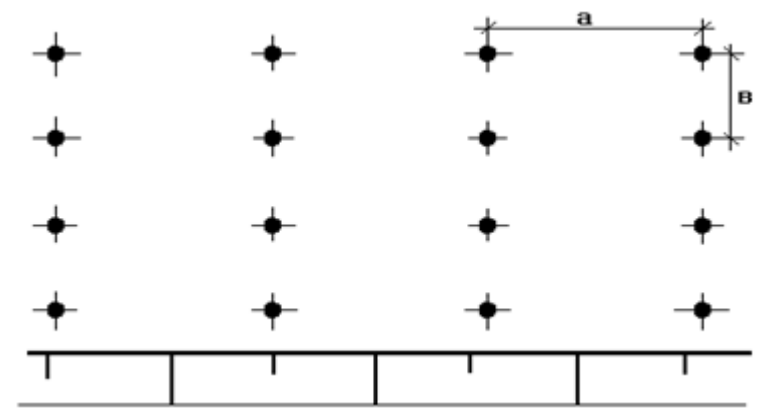


Рисунок 16 - Параметры прямоугольной сетки скважин, $a = m \cdot b$, где $m > 1.25$

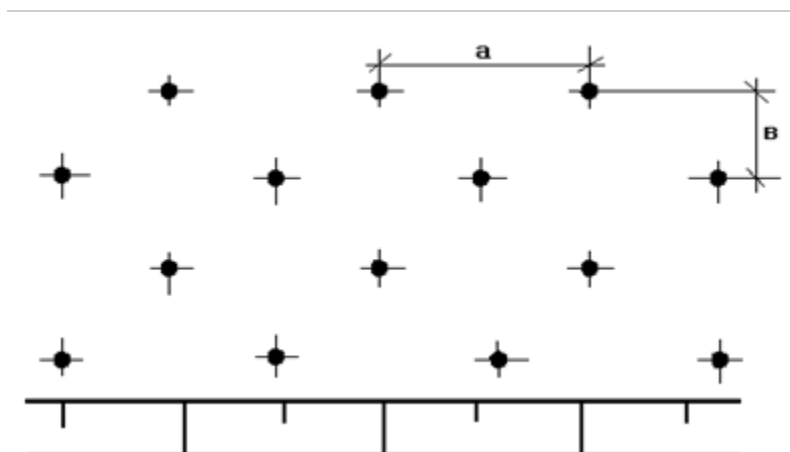


Рисунок 17 - Параметры прямоугольной сеткой скважин с шахматным расположением скважин, $a = m \cdot b$, где $m > 1.25$

Сравнение прямоугольных сеток скважин где $m=1.0$, и где $m>1.25$, по основным показателям буровзрывных работ, позволяет сделать вывод, что наиболее предпочтительной является прямоугольная сетка скважин с $m>1.25$, которая улучшает показатели БВР по:

- сокращению объемов бурения, на коэффициент сближения скважин m . Нами в расчетах применяется усредненный коэффициент $m=1.25$ и, соответственно, расчетные объемы бурения сокращаются на 25 %;
- улучшению качества дробления за счет увеличения колонки заряда, $l_{зар}$;
- увеличению выхода горной массы с 1 погонного метра скважины на 25%;

В свою очередь, сравнение прямоугольной и шахматной сеток скважин позволяет сделать вывод, что наиболее предпочтительной является шахматное расположение скважин при эквивалентных значениях (m), при этом улучшаются показатели буровзрывных работ по:

- сокращению объема бурения на 5 %;
- увеличению выхода горной массы с 1 погонного метра скважины на 5%.

3.10.7 Основные виды схем взрывания.

Производительность выемочно-погрузочных работ определяется показателями буровзрывных работ – степенью дробления и шириной развала взорванной горной массы. В свою очередь, эти показатели при всех прочих равных входных и расчетных условиях, зависят от схемы взрывания.

Схема взрывания – выбор последовательности взрыва отдельных зарядов в пространстве и во времени.

Основные схемы взрывания:

1. Порядные схемы взрывания.
2. Врубовые схемы взрывания.

Порядные схемы взрывания просты в сборке и предназначены для взрывания в легковзрываемых породах с целью взрыва на дробление и сотрясение (вспучивание) при уступном взрывании. Также порядные схемы взрывания целесообразно использовать при проведении специальных видов взрывных работ, ограниченных в виду близости жилых и производственных объектов, по разлету отдельных кусков грунта, ударной воздушной волне и сейсмике. Регулирование вышеуказанных факторов-ограничений выполняется с уменьшением проектного веса заряда в пределах (30-60) %.

Врубовые схемы взрывания более совершенны, т.к. ведут к образованию дополнительных свободных поверхностей, искусственному уменьшению ЛНС, к дополнительному соударению кусков породы, а также к направленному формированию развала.

Основное назначение врубовых схем взрывания – дробление. Однако, и с применением врубовых схем взрывания можно добиться, простого сотрясения (вспучивания) горного массива. Регулирование взрыва на сотрясение (вспучивание) достигается изменением веса заряда. Основным достоинством врубовой схемы взрывания является то, что при одинаковых входных и расчетных параметрах БВР расчетная величина расстояний между рядами (ЛНС) больше, нежели при применении порядной схемы взрывания, и что в конечном итоге позволяет увеличить выход горной массы с одного погонного метра скважины.

Классификация схем взрывания в зависимости от крепости горных пород по шкале профессора М. М. Протодьяконова:

- порядные схемы взрывания и порядные схемы взрывания с центральным врубом - легковзрываемые $f(7\div 10)$;
- врубовые схемы взрывания (клин, трапеция, диагональ, их комбинация) – средневзрываемые $f(11\div 15)$ и трудновзрываемые $f(16\div 20)$.

На основе данной классификации разработаны и приведены схемы взрывания с применением следующих средств инициирования:

- детонирующего шнура (ДШ);
- неэлектрических систем взрывания (НСВ – ИСКРА);
- комбинированные, с использованием ДШ и НСВ.

Схемы взрывания разработаны для стандартного уступного взрывания, разделения блока взрывом, а также рассмотрены частные случаи (нестандартные условия) и соответствующие им схемы взрывания. Очень часто при ведении взрывных работ в таких нестандартных условиях (частные случаи), имеет место подбор скважин, что ведет к выходу большого процента негабарита и отказных скважин. Предлагаемые схемы взрывания, при их применении, исключают негативные последствия взрывных работ.

Основным параметром схемы взрывания является время замедления. При применении ДШ – это пиротехническое реле, при применении НСВ – это монтажный соединитель с номинальным временем замедления.

Пиротехническое реле или монтажный соединитель – это техническое устройство, обеспечивающее замедление взрывания отдельных зарядов в пространстве и во времени. Правильный выбор номинального времени замедления является важным фактором, определяющим качество взрывных работ. Время замедления принимается в зависимости от крепости горных пород, в легко взрываеваемых породах $t_{зам} = 30 \text{ мс/м}$, в трудно взрываеваемых время замедления соответствует $t_{зам} = 10 \text{ мс/м}$. В расчетах время замедления принимается усредненное и соответствует $t_{зам} = 15 \text{ мс/м}$. Выбор междускажинного замедления применяется номинальное последующее за расчетным междурядовым замедлением, которое имеет место в НСВ – ИСКРА.

Применимость вышеуказанной классификации зачастую ограничивается в силу производственных причин. Факторами, ограничивающими применимость схем взрывания, являются: ширина рабочей площадки, ее ориентированность относительно свободной поверхности, разнородность горных пород (вскрышные породы, руда), слагающих уступ и требующих раздельного взрывания, компактность развала горной массы, но при всем этом необходимое условие – качество дробления с требуемым кондиционным размером отбиваемой горной массы. Поэтому в условиях производства, с целью уменьшения развала горной массы, производят взрыв на сотрясение (вспучивание) горного массива. Взрыв на сотрясение (вспучивание) проводят с уменьшением веса заряда скважины и без изменения сетки скважины. Качественный взрыв на сотрясение, (вспучивание) с уменьшением веса заряда скважины и без изменения сетки скважин с требуемым качеством дробления, можно произвести в легко взрываеваемых горных породах. В средневзрываеваемых и трудно взрываеваемых горных породах, взрыв на сотрясение (вспучивание), сопряжен со сверхнормативным выходом негабарита.

3.10.8 Расчёт производительности буровых станков и их количества

На месторождении основной объем горных пород относится к III-IV категории буримости и к средне- и трудно взрываеваемым. Для бурения взрывных скважин принят буровой станок JK590 диаметром 115 мм.

Количество буровых станков определено по формуле:

$$N_{б.ст} = \frac{Q_{годi}}{P_{бci} \times g_{гmi}}, шт$$

где $Q_{годi}$ – годовой объем взрываеваемых горных пород, м^3 ,
 $P_{бci}$ – годовая производительность бурового станка, пм/год ,
 $g_{гmi}$ – выход горной массы с 1 п.м. скважины, $\text{м}^3/\text{пм}$.
Расчёт количества буровых станков приведён в таблицах.

Таблица 19 - Расчёт производительности буровых станков

Показатели	Ед. изм.	Параметры показателей
Плотность пород, γ_p	т/м ³	2.8
Техническая скорость бурения	м/час	30
Длина скважин	м	11.5/6
Чистое время бурения одной скважины	мин	30.5/15.5
Очистка скважины	мин	1.5
Подъем бурового става	мин	0.23
Снятие упорных стоек	мин	0.50
Переезд к следующей скважине	мин	0.50
Выравнивание бурового станка	мин	0.75
Общее время бурения одной скважины	мин	31/16
Коэффициент использования бурового станка в течение смены		0.8
Сменная производительность бурового станка, вскрыша / руда	м/см	200/220
Суточная производительность бурового станка, вскр/руда	м/сут	400/420
Коэффициент технической готовности бурового станка в год		0.85
Годовая производительность бурового станка, вскр/руда	м/год	121 000/131 000

Таблица 3.12.2.4 - Показатели одного массового взрыва

№ пп	Наименование показателя	Ед. изм.	Показатели	
			добыча руды	вскрыша
1	Нормативный запас взорванной массы (руда и вскрыша - на 5 суток)	тыс. м ³	0,30	55,78
2	Удельный расход ВВ	кг/м ³	0,75	0,75
3	Расход ВВ на один массовый взрыв	кг	225	41 841
4	Радиусы опасных зон: - по разлету кусков породы - расстояние, безопасное по действию ударной воздушной волны - сейсмически безопасное расстояние	м	300,0 100,0 100,0	

При нормативном запасе взорванной горной массы на 10 суток расход ВВ на один массовый взрыв может достигнуть – 20 тонн.

При постановке уступа в проектное положение возможно первоначальное взрывание по контуру взрываемого массива, а затем с небольшим интервалом инициирование зарядов внутри блока, в котором за счет опережающего взрыва по контуру происходит смыкание (схлопывание) трещин. Правильный подбор интервала замедления между контурным рядом и основными зарядами (последующими ступенями), количество одновременно взрываемых взрывчатых веществ в ступени, глубины и угла наклона скважин, конструкции заряда в скважинах и др. позволяют этим методом значительно снизить сейсмическое действие на окружающие объекты.

После заряжания скважины засыпают забоечным материалом, в качестве которого применяют глинисто-песчаную смесь.

Гранулометрический состав взорванной породы и руды должен быть определен по данным опытных взрывов. Тогда же определяется относительное количество негабаритных кусков породы и руды.

Взрывные работы производятся в дневное время суток.

Показатели одного массового взрыва и радиусы опасных зон обобщены в таблице 3.12.2.4.

При нормативном запасе взорванной массы на 5 суток, в течении года будет произведено 68 массовых взрывов. Годовой расход ВВ приведен в таблице 3.12.4.1.

Таблиц 3.12.4.1 - Годовой расход ВВ

№ пп	Наименование показателя	Ед. изм.	Показатели	
			добыча руды	вскрыша
1	Общая горная масса	тыс. м ³	86.4	16 067
2	Годовое количество массовых взрывов	ед	68	68
3	Расход ВВ на один массовый взрыв всего:	кг	225	41842.5
4	Годовой расход ВВ	т	0,22	41,84

3.10.9 Расчёт опасных зон

Опасные зоны при взрывных работах рассчитаны в соответствии с «Правилами обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов». В проекте определены опасные зоны для людей, механизмов и сооружений от разлёта осколков породы, от сейсмического эффекта, от действия ударной воздушной волны.

Радиус опасной зоны (r_p) по разлёту кусков определён по величине условной величины сопротивления по подошве, которая рассчитывается по формуле:

$$W_{\text{усл}} = 0.7 W_{\text{max}}$$

где W_{max} – максимальная величина сопротивления по подошве, м

Для скважин рудного и породного блока $W_{\text{max}} = 5.7$ м.

При взрыве рудного и породного блока $W_{\text{усл}}^p = 0.7 \times 5.7 = 3.99$ м, принимаем

$$W_{\text{усл}}^p = 4.0.$$

В соответствии с данными треста Союзвзрывпром (Таблица 3.18) радиус опасной зоны при взрыве по разлёту кусков принимается равным 300 м для людей и 150 м для механизмов как при взрыве рудного блока, так и при взрыве породного блока.

Таблица 20 - Размеры опасных зон при взрывах по разлёту кусков

Радиус опасной зоны r_p , м	Условная линия сопротивления по подошве, $W_{\text{усл}}$, м									
	1.5	2.0	4.0	6.0	8.0	10.0	12.0	15.0	20.0	25.0
для людей	200	200	300	300	400	500	500	600	700	800
для механизмов	100	100	150	150	200	250	250	300	700	800

Радиус опасного воздействия на здания и сооружения воздушной ударной волны при полном отсутствии повреждений определён по формуле

$$r_{\text{в.ч}} = K_{\text{в}} \sqrt{Q_{\text{з.о}}}$$

где K – коэффициент учитывающий расположение зарядов относительно открытых поверхностей ($K_{\text{в}}=10-15$). Принимаем $K_{\text{в}}=10$.

$Q_{\text{з.о}}$ – общая масса одновременно взрывааемых зарядов, кг.

$$r_{\text{в.з.д.}} = 10 \sqrt{1026} = 320 \text{ м.}$$

Радиус зоны, безопасной по действию воздушной волны на человека определён по формуле

$$R_{\text{в.ч.}} = 15 \sqrt[3]{Q_{\text{з.о}}} = 15 \sqrt[3]{1026} = 152 \text{ м}$$

Сейсмически безопасные величины сосредоточенных зарядов для сложных инженерных сооружений, а также для массива горных пород рассчитаны по формуле:

$$Q_{\text{с.б}} = (V_{\text{к.р}} \times \varepsilon / K_{\text{г}}) \beta \chi \text{ г}^3, \text{ кг}$$

где $V_{\text{к.р}}$ – допустимая критическая скорость колебания, (см/с), принимаемая в зависимости от типа сооружения или состояния объекта.

Таблица 21 - Величина критической скорости колебания

Сооружение (объект)	Критическая скорость (см/с) при	
	многократном воздействии	однократном воздействии

Промышленные здания, транспортные эстакады, большие и средние мосты	5	10
Одноэтажные каркасные промышленные здания, малосвязные породы в основании сооружений	10	20
Массив трещиноватых скальных пород, железобетонная отделка наполненных напорных тоннелей – бетон М-200 и М-300	20	50

Для зданий промплощадки рудника принимаем $V_{кр} = 5$ см/с.

ε - коэффициент, зависящий от условий взрывания и положения охраняемого объекта и имеющий следующие значения:

- рыхление в карьерных условиях, объект на поверхности земли 1.0;
- взрыв в подземных условиях 1.5 ÷ 3.0;
- взрыв на выброс 1.5 ÷ 2.0;
- взрыв на рыхление при одной обнажённой поверхности 0.7 ÷ 0.8.

Значение ε принято равным 0.8.

β - коэффициент, зависящий от расстояния до охраняемого объекта.

В ближней зоне (для объектов, расположенных на поверхности массива) при расстоянии менее 100 диаметров заряда ($100d$) $\beta = 1.0 \div 1.5$. В дальней зоне (для объектов, расположенных на больших расстояниях) $\beta = 1.5 \div 2.0$.

Учитывая, что поверхностные здания и сооружения находятся на расстоянии $>100d$ в проекте β принимаем равным 2.0.

K_r – коэффициент, зависящий от геологических условий, имеет следующие значения:

Категория пород по трещиноватости	I	II	III	IV	V
K_r	500	300	200	100	50

Величина K_r принимается равной 200.

$r = 450$ м – минимальное расстояние до охраняемого объекта.

Тогда сейсмически безопасная величина сосредоточенных зарядов равна $Q_{с.б} = (5 \times 0.8/200)^2 \times 450^3 = 36450$ кг или 36.4 т

При применении короткозамедленного взрывания суммарная сейсмобезопасная величина заряда определена по формуле

$$Q = 0.65 \times n_3 \times Q_{с.б}, \text{ т}$$

где n_3 – число групп замедления.

При пятирядном расположении скважин $n_3 = 4$.

Суммарная безопасная величина заряда при трехрядном расположении скважин

$$Q = 0.65 \times 4 \times 36.4 = 94.6 \text{ т}$$

Так как суммарная максимальная взрываема величина заряда (11.7 т) не превышает расчётную (94.6 т) делаем заключение, что охраняемый комплекс зданий промплощадки находится на сейсмобезопасном расстоянии.

3.11 Выемочно-погрузочные работы

3.11.1 Обоснование применяемого выемочно-погрузочного оборудования

В соответствии с классификацией горных пород по трудности экскавации породы и руды Золотополиметаллического месторождения Коскудук относятся к III-IV категориям. Учитывая производительность карьера по горной массе (до 2.6 млн. т/год) в качестве основного выемочно-погрузочного оборудования в карьерах принимаются гидравлические экскаваторы модели Lonking CDM6550 ёмкостью ковша 2.5 м³ и Hitachi Zaxis 330CX ёмкостью ковша 1.8м³.

Состав оборудования экскаваторно-транспортно-отвального комплекса (ЭТО) для выполнения вскрышных работ и экскаваторно-транспортно-разгрузочного комплекса (ЭТР) для производства добычных работ представлен в таблице 22.

Таблица 22 - Структура комплексной механизации карьера

Комплексы оборудования	Оборудование комплексов для			
	подготовки горных пород к выемке	выемочно-погрузочных работ	транспортирования	отвалообразования
1	2	3	4	5
ЭТО	Буровые станки	Гидравлические экскаваторы	Самосвалы	Гусеничный бульдозер
	JK 590	Lonking CDM6550	Shacman	Shantui SD22
	Гусеничный бульдозер Shantui SD22			
ЭТР	Буровые станки	Гидравлические экскаваторы	Самосвалы	
	JK 590	Hitachi Zaxis 330CX	Shacman	
	Гусеничный бульдозер Shantui SD22			

Подрядчики, выполняющие горные работы по данному проекту, также используют вспомогательную технику: водовоз Shacman, погрузчик ZL-50, дизель-генераторные установки, насосы ЦНС 45.

3.11.2 Оборудование для выемки и погрузки горной массы

Выемка горной массы в карьере золотополиметаллического месторождения Коскудук выполняется горизонтальными слоями. Высота добычного подступа 5 м, высота вскрышного подступа 10 м. Погрузка горной массы экскаватором в автосамосвалы осуществляется как на уровне установки экскаватора.

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

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

Принятая высота добычного подступа в 5 м, в сочетании с конструктивными особенностями гидравлических экскаваторов, обеспечивающих регулирование траектории черпания и слоевую разработку пород, определяют наименьший уровень потерь и разубоживания руды. В соответствии с классификацией горных пород по трудности экскавации породы и руды месторождения Коскудук относятся к III-IV категориям. Учитывая производительность карьера по горной массе до 2,6 млн. т/год в качестве основного выемочно-погрузочного оборудования в карьерах принимаются гидравлические экскаваторы модели Lonking CDM6550 с ковшем ёмкостью 3.2 м³ и Hitachi Zaxis 330CX с ковшем ёмкостью 1.8 м³.

Производительность выемочно-погрузочного оборудования определена при погрузке горной массы в самосвалы марки Shacman, грузоподъёмностью 25 т.

Разработка вскрыши производится экскаватором Lonking CDM6550 с ёмкостью ковша 2.87 м³ с предварительным рыхлением взрывным способом скважинными зарядами. Порода грузится в автосамосвалы Shacman грузоподъёмностью 25 т и вывозится во внешний отвал. Для бурения взрывных скважин используется буровой станок JK 590 с диаметром скважин 115 мм. На планировочных и вспомогательных работах используется бульдозер Shantui SD22.

На добычных горизонтах применяются экскаваторы и Hitachi Zaxis 330CX ёмкостью ковша 1.8 м³ для транспортировки используется автосамосвалы Shacman грузоподъёмностью 40 т. Горная масса грузится в

самосвалы. Руды вывозятся на накопительный рудный склад, а порода на отвал.

Далее руда автосамосвалами перевозится на накопительный склад обогатительной фабрики которая расположена в 81 км от карьера.

Для бурения взрывных скважин используется буровой станок JK 590. На планировочных и вспомогательных работах используется бульдозер Shantui SD22, погрузчик ZL-50.

Производительность экскаваторов по руде и вскрыше определена по нормам технологического проектирования, единым нормам выработки и приведена в таблице 23.

Таблица 23 - Производительность экскаваторов

Экскаватор	Породы	Производительность		
		м ³ /смена	м ³ /сутки	тыс.м ³ /год
Lonking CDM6550	скальные	2 100	4 200	1 470
Hitachi Zaxis 330CX	руда	450	900	321.3

Зачистка рабочих площадок, планировки подъездов в карьере, переброски оборудования с уступа на уступ и заоткоски уступов в рыхлых породах производят 2 гусеничных бульдозера Shantui SD 22.

3.11.3 Технология выемки горной массы и параметры забоев

Выемка горной массы в карьере золотополиметаллического месторождения Коскудук принимается горизонтальными слоями. Высота добычного подступа принимается 5 м и вскрышного подступа принимается 10 м. Погрузка горной массы экскаватором в автосамосвалы осуществляется как на уровне установки экскаватора.

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

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

Принятая высота добычного подступа в 5 м, в сочетании с конструктивными особенностями гидравлических экскаваторов, обеспечивающих регулирование траектории черпания и слоевую разработку пород, определяют наименьший уровень потерь и разубоживания руды.

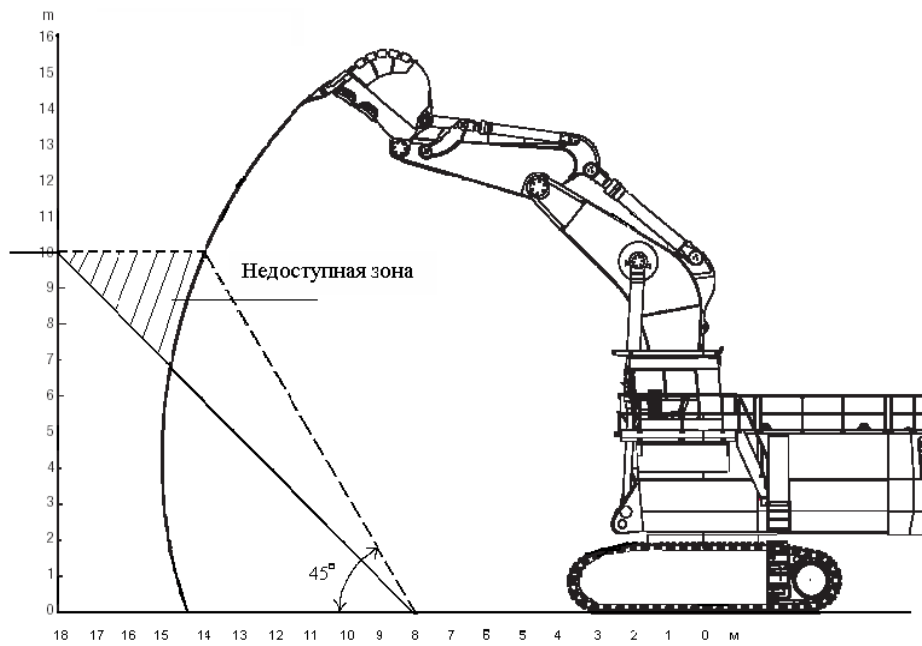


Рисунок 18 - Выемка горной массы экскаватором Lonking CDM6550 с нижним черпанием выше уровня установки

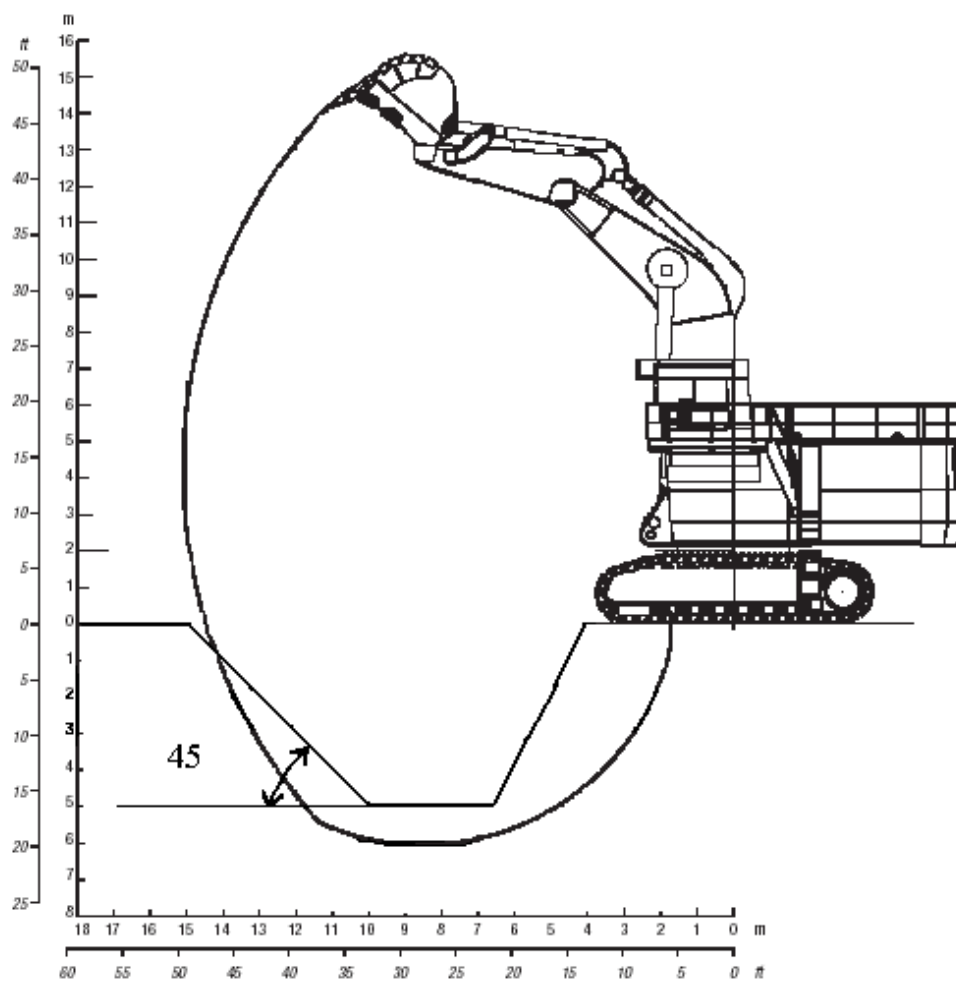


Рисунок 19 - Выемка горной массы экскаватором Lonking CDM6550 с нижним черпанием ниже уровня установки

3.11.4 Расчёт выемочно-погрузочного оборудования

В проекте определена производительность экскаваторов Lonking CDM6550 DL и Hitachi Zaxis 330CX, которые планируются для погрузки горной массы в карьере золотополиметаллического месторождения Коскудук. Производительность выемочно-погрузочного оборудования определена при погрузке горной массы в самосвалы марки Shacman.

Техническая производительность экскаватора в час чистой работы определена по формуле:

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

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

E – номинальная вместимость ковша, м^3 ;

K_n – коэффициент наполнения ковша;

K_p – коэффициент разрыхления горных пород в ковше экскаватора.

Часовая производительность с учётом эффективной работы экскаватора

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

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

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

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

где

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

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

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

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

где

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

D_p – количество рабочих дней в году;

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

Исходные данные, которые приняты для расчёта производительности выемочно-погрузочного оборудования и результаты расчёта приведены в таблице 24.

Таблица 24 - Исходные данные для расчёта производительности экскаваторов

Показатели	Параметры для экскаватора	
	Lonking CDM6550	Hitachi Zaxis 330CX
Среднее время цикла при погрузке горной массы ($t_{ц}$, сек.)	25	30
Номинальная вместимость ковша, куб.м	3.2	1.8
Коэффициент наполнения ковша	0.85	0.85
Коэффициент разрыхления пород (K_p)	1.35	1.35
Влажность, %	2.0	2.0
Коэффициент использования выемочно-погрузочного оборудования на погрузке горной массы в течение часа (K_3)	0.9	0.9
Коэффициент использования выемочно-погрузочного оборудования во времени в течение смены	0.9	0.9
Коэффициент технической готовности оборудования	0.9	0.9
Количество рабочих смен в сутки	2	2
Количество рабочих дней в году	365	365
Техническая производительность ($м^3/т$)	367	204
Эксплуатационная часовая производительность ($м^3/т$)	<u>268</u> 764	<u>148</u> 423
Эксплуатационная сменная производительность ($м^3/т$)	<u>2 142</u> <u>6 219</u>	<u>1 190</u> <u>3 392</u>
Суточная производительность ($м^3/т$)	<u>4 284</u> 12 209	<u>2 380</u> <u>6 783</u>
Годовая производительность ($м^3/т$)	<u>1 563 600</u>	<u>868</u> <u>700</u>

Результаты расчёта необходимого количества экскаваторов по периодам работы предприятия представлены в таблице 25.

Таблица 25 - Расчёт необходимого количества экскаваторов

Показатели	Ед.изм.	2026	2027	2028	2029
Объем экскавируемой вскрыши	тыс. т	20 753	15 817	2 646	2 554
Объем добываемой руды	тыс. т	112.99	90,28	22,1	20,0
Объем горной массы	тыс. т	20 856	15 900	2 668	2 572

Производительность экскаватора по вскрыше	тыс.т/год	4 456	4 456	4 456	4 456
Производительность экскаватора по руде	тыс.т/год	868	868	868	868
Общее количество экскаваторов по вскрыше	шт	4.65	3.54	0.59	0.57
Общее количество экскаваторов по руде	шт	0.13	0.10	0.02	0.02
Инвентарное количество экскаваторов на вскрыше	шт	5	4	1	1
Инвентарное количество экскаваторов на руде	шт	1	1	1	1

Для производства выемочно-погрузочных работ на предприятии в 2023 г принимается 1 экскаватор Lonking CDM6550 на вскрыше и 1 экскаватор Hitachi Zaxis 330CX на руде. Зачистку подъездов к экскаваторам от просыпающейся во время погрузки горной массы предусматривается производить гусеничным бульдозером Shantui SD 22. Подрядчики, производящие горные работы имеют достаточный резерв оборудования.

3.12 Транспортировка горной массы

3.12.1 Обоснование принятого вида транспорта

Горнотехническим условиям разработки золотополиметаллического месторождения «Коскудук» присущи следующие особенности:

- месторождение разрабатывается одним карьером;
- скорость углубки по отдельным годам достигает 30 м в год;
- годовой грузооборот не превышает 8.3 млн.м³ горной массы в год;
- расстояние транспортирования не более 2.4 км.

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

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

В качестве подвижного состава проектом принят самосвал на вскрыше и руде марки Shacman грузоподъёмностью 40 т.

По условиям эксплуатации автодороги на карьерах месторождения делятся на временные и постоянные. Временные дороги, сооружаемые на уступах и отвалах, перемещающиеся вслед за продвижением фронта работ и имеющие срок службы до одного года, проектируются по нормам дорог III-к категории.

На скользящих съездах устраиваются двухполосные дороги с гравийно-щебёночным покрытием толщиной 10-15 см, которое обрабатывается поверхностно - активными веществами (ПАВ). Ширина дорог на съездах с обочинами принята равной 12 м, предельный уклон автодорог на съездах 80%.

Благодаря тому, что карьерный грузопоток объединённый, постоянные технологические дороги на карьере по грузопротяжённости относятся к II-к и III-к категориям. Покрытие стационарных дорог облегчённое, усовершенствованное, однослойное из скальных пород вскрыши толщиной 20 см.

Все технологические автодороги с переходным типом дорожных одежд из местных каменных и гравелисто-песчаных грунтов толщиной 10-15 м, обработанных органическими или минеральными вяжущими с применением ПАВ. Ширина дорог с обочинами принята равной 12 м, предельный уклон автодорог на скользящих съездах 80 %. (по нормам дорог III – к категории).

Все постоянные дороги внутри карьера имеют двухполосное движение. Принятые параметры элементов дорог обеспечивают безопасность движения автосамосвалов.

3.12.2 Использование грузоподъёмности и ёмкости кузова автосамосвала

Рациональное отношение вместимости кузова автосамосвала V_a к вместимости ковша экскаватора E находится в пределах до 4.

При принятом выемочно-погрузочном и транспортном оборудовании отношение вместимости кузова автосамосвала к вместимости ковша экскаватора находится в пределах, представленных в таблице.

Таблица 26 - Отношение ёмкости кузова самосвала к ёмкости ковша экскаватора

№ п/п	Показатели	Принятое оборудование		
		выемочно-погрузочное		транспортное
		Lonking CDM6550	Hitachi Zaxis 330CX	Shacman
1	Вместимость ковша (E), м ³	3.2	1.8	-

2	Вместимость кузова автосамосвала (V_a)	-	-	15.0
3	Отношение $\frac{V_a}{E}$	4.7	8.3	-

Число ковшей, погружаемых в кузов автосамосвала в зависимости от соотношения плотности (γ_n) перевозимой горной породы, грузоподъемности (g_a) автосамосвала, вместимости (V_a) его кузова ограничивается либо вместимостью его кузова, если соблюдается условие $\gamma_n/k_p \leq g_a/v_a$, либо грузоподъемностью автосамосвала, если соблюдается условие $\gamma_n/ k_p \geq g_a/v_a$. Проверка соблюдения условий произведена для трех типов горных пород.

Таблица 27 - Таблица к определению условия числа погружаемых ковшей в кузов автосамосвала

№ п/п	Показатели	Породы	Руда
1	Плотность (γ_n) горных пород, куб.м	2.60	3.0
2	Коэффициент (K_p) разрыхления	1.35	1.35
3	Вместимость (V_a) кузова автосамосвала, м ³	15.0	15.0
4	Грузоподъемность (g_a) автосамосвала, т	40	40
5	Отношение γ_n/ K_p	1.92	2.22
6	Отношение g_a/ V_a	2.66	2.66
7	Соблюдение условия	$\gamma_n/ K_p < g_a/ V_a$	$\gamma_n/ K_p < g_a/ V_a$

Из таблицы видно, что для пород и принятого автосамосвала соблюдается условие $\gamma_n/ K_p < g_a/ V_a$, поэтому целое количество ковшей, погружаемых в кузов автосамосвала до полной загрузки, не ограничивается его грузоподъемностью.

Число ковшей, погружаемых в кузов автосамосвала по условию его грузоподъемности, определяется из соотношения грузоподъемности автосамосвала и веса горной породы в ковше экскаватора.

Масса груза в ковше экскаватора:

$$g_k = E \times \frac{K_n}{K_p} \times \gamma_n \times K_v, \text{ т}$$

где E – вместимость ковша экскаватора (погрузчика), м³;

K_n – коэффициент заполнения ковша;

K_p – коэффициент разрыхления горных пород;

γ_n – плотность горных пород в целике, т/м³;

K_v – коэффициент, учитывающий влажность горных пород.

Расчётное число ковшей, погружаемых в кузов автосамосвала:

$$N_{к.р} = \frac{g_a}{g_k}$$

С целью предотвращения перегрузки автосамосвалов расчётное $N_{к.р}$ число ковшей округляется до ближайшего большего целого. Оператор экскаватора во избежание перегрузки самосвала ориентируется по системе взвешивания установленной на самосвалах, подающей световые сигналы по мере загрузки самосвала.

Масса груза в кузове автосамосвала:

$$Q_a = n_k \times g_k, \text{ т.}$$

Таблица 28 - Расчёт коэффициента использования грузоподъёмности самосвала

№	Показатели	Lonking CDM6550
		Самосвал Shacman $q_a=40\text{т}$
1	Плотность пород, т/м ³	2.60
2	Коэффициент заполнения ковша	0.75
3	Коэффициент разрыхления горных пород	1.35
4	Коэффициент, учитывающий влажность горных пород	1.02
5	Масса груза в ковше экскаватора с учётом влажности горных пород, т	7.4
6	Расчётное число ковшей, погружаемых в кузов автосамосвала	5.5
7	Фактическое число ковшей, погружаемых в кузов автосамосвала	3-5
8	Коэффициент использования грузоподъёмности автосамосвала	1

Расчёт произведён для экскаватора Lonking CDM6550 выполняющего 90% работ.

3.13 Отвалообразование

Проезжие дороги на отвалах располагаются вне границ призмы возможного скатывания кусков породы с откосов отвалов. На отвалах устанавливаются предупредительные надписи об опасности нахождения людей на откосах, вблизи их основания и в местах разгрузки транспортных средств.

Автомобили и иные транспортные средства разгружаются на отвале только в местах, предусмотренных паспортом отвалообразования, вне призмы

возможного обрушения (сползания) породы. Размеры призмы обрушения устанавливаются маркшейдерской службой и регулярно доводятся до сведения работников, работающих на отвале; на отвалах размещаются схемы движения транспорта и обозначается зона разгрузки.

Площадки бульдозерных отвалов и перегрузочных пунктов по всему фронту разгрузки выполняются с поперечным уклоном не менее 3° от бровки откоса в глубину отвала на длину базы работающих автосамосвалов и обеспечивают фронт для маневровых операций автомобилей, автопоездов, бульдозеров и иных транспортных средств. Зона разгрузки ограничивается с обеих сторон знаками; для ограничения движения машин задним ходом предусматривается предохранительный вал либо соблюдение минимальных расстояний до бровки при отсутствии вала в соответствии с нормативными требованиями.

На территории складирования горной массы (пород), на разгрузочных площадках и перегрузочных пунктах не допускается нахождение посторонних лиц и техники, не связанной с технологией погрузочно-разгрузочных работ. Во всех случаях люди должны находиться от работающего механизма на расстоянии не менее 5 м.

Не допускается складирование снега в породные отвалы. В районах со значительным количеством снежных осадков отвалообразование выполняется по проекту, предусматривающему меры безопасности в любое время года, а также организованный отвод грунтовых, паводковых и дождевых вод. Запрещается сброс поверхностных и карьерных вод, а также вывозка снега от очистки уступов и карьерных дорог в породные отвалы.

При появлении признаков оползневых явлений работы по отвалообразованию прекращаются до разработки и принятия дополнительных мер безопасности. Работы также прекращаются при превышении регламентированных технологическим регламентом скоростей деформации отвала. Возобновление работ допускается после положительных контрольных замеров скоростей деформаций и письменного разрешения технического руководителя карьера.

3.13.2 Расчёт бульдозерного отвалообразования

Объем пород, размещаемых во внешний отвал за 2026-2029 период обработки составит: 16 067.1 тыс. м³. Отвал вскрышных пород трехъярусный, расположенный вдоль склона сопки. Общая высота отвала 60 м.

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

$$S_0 = \frac{W \times K_p}{h \times K_0}$$

где

W - объем пород, подлежащих размещению в отвале;

$K_p=1.1$ коэффициент разрыхления пород в отвале;

$h=60$ м высота отвала;

K_0 коэффициент, учитывающий неравномерность заполнения площади, 0,9.

Таким образом, расчётная площадь отвала составляет:

$$S = (14\ 047,1 \cdot 1.1) / (60 \cdot 1.1) / 10 = 26.78 \text{ га},$$

Продолжительность разгрузки и маневрирования автосамосвалов на отвале определяется по формуле:

$$T_p = t_p + t_n + \frac{(3 \div 4)R}{V}, \text{ м}$$

где

$t_p=47$ с продолжительность разгрузки автосамосвала;

$t_{пер}=6$ с продолжительность переключения передач;

$R=9.1$ м радиус поворота автомашины при маневрировании;

$V=1.5$ м/с скорость движения автомашины при маневрировании.

$$T_p = (47+6+4 \cdot 9.1/1.5)/60 = 1.3 \text{ мин}$$

Число автосамосвалов разгружающихся на отвале в течение часа:

$$N_0 = \frac{P_{кч} \cdot K_{пер}}{Q_{п}},$$

где

$P_{кч}=93.2$ т – средняя часовая производительность карьера по вскрыше;

$K_{пер}=1.1$ – коэффициент неравномерности работы карьера по вскрыше.

$$N_0 = 35.2 \cdot 1.1 / 32 = 3.2$$

Число одновременно разгружающихся автосамосвалов:

$$N_{ао} = N_0 \times \frac{T_p}{6}$$

$$N_{ао} = 3.2 \cdot 1.3 / 60 = 0.07 \text{ ед}$$

Принимаем число одновременно разгружающихся автосамосвалов – 1 ед.

Длина фронта разгрузки

$$L_p = N_{ао} \times l_n, \text{ м}$$

где $l_n=4$ м – ширина полосы по фронту, занимаемая одним автосамосвалом.

$$L_p = 1 \times 4 = 4 \text{ м}$$

Число участков, находящихся в планировке:

$$N_{yп} = N_{yp} = 1 \text{ шт.}$$

Число резервных участков:

$$N_{y\ p} = T_{y\ p} \times (0,5 \div 1) = 1 \text{ шт.}$$

Общее число участков:

$$N_y = N_{y\ p} + N_{y\ n} + N_{y\ r} = 1 + 1 + 1 = 3 \text{ шт.}$$

Общая длина отвального фронта:

$$L_0 = 3 \times 4 = 12 \text{ м}$$

Объем, площадь отвала пустых пород, длина фронта разгрузки автосамосвалов рассчитаны согласно утвержденным в Республике Казахстан Нормам технологического проектирования предприятий, ведущих разработку месторождений открытым способом.

Показатели работы по отвальному хозяйству на отвале пустых пород приведены в таблице.

Таблица 29 - Показатели работы отвального хозяйства

№	Наименование показателей	Ед. изм.	Показатель
1	Потребная ёмкость отвала вскрышных пород	тыс. куб.м	16 067.1
2	Коэффициент разрыхления пород в отвале	-	1.1
3	Геометрическая ёмкость отвала вскрышных пород	тыс. куб.м	
4	Количество отвалов	шт	1
5	Высота отвала	м	60
6	Количество ярусов отвала	шт	3
7	Высота первого яруса отвала	м	20
8	Высота второго яруса отвала	м	20
9	Высота второго яруса отвала	м	20
10	Ширина въезда на отвал	м	20
11	Площадь отвала	га	26.78
12	Угол естественного откоса	град	36
13	Тип применяемого бульдозера		SHANTUI SD22
14	Мощность двигателя	кВт	235
15	Средний годовой объем пород перемещённых на отвал	тыс. куб.м	4 116.8

3.13.1 Выбор способа и технологии отвалообразования

При разработке золотополиметаллического месторождения Коскудук перевозка автосамосвалами марки Shacman руды осуществляется на

усреднительный рудный склад площадью 1 га, высотой 10 м. Перевозка вскрышных пород осуществляться во внешний отвал, расположенный в 700 м западнее от карьера. Плодородный слой будет заскладирован в отвал ППС площадью 0,9 га, расположенный в 450 м южнее-западнее карьера.

Общий объем транспортировки вскрышных пород за оставшееся время существования карьера составит 16 067.1 тыс.м³. Исходя из данных объёмов складирования пород в отвал, а также вследствие применения автомобильного транспорта принята бульдозерная технология отвалообразования. Участки, планируемые для отвалообразования частично заскладированы, оставшаяся часть поверхности сухая, устойчивая, без косогоров.

3.13.3 Расчёт производительности бульдозера

Сменная производительность бульдозера рассчитана по формуле:

$$P_{см} = \frac{3600 * V * K_y * K_n * K_B * T_{см}}{T_{ц} * K_p}, \text{ м}^3 / \text{смену}$$

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

V – объем грунта в разрыхленном состоянии, перемещаемый отвалом бульдозера, м³;

K_y – коэффициент, учитывающий уклон на участке работы бульдозера, 0.95;

K_n – коэффициент учитывающий потери 0.9;

K_B – коэффициент использования бульдозера во времени, 0.80;

K_p – коэффициент разрыхления грунта, 1.4;

$T_{ц}$ – продолжительность одного цикла, сек.

Продолжительность одного цикла работы бульдозера:

$$T_{ц} = \frac{J_1}{V_1} + \frac{J_2}{V_2} + \frac{J_1 + J_2}{V_3} + t_n + 2t_p,$$

где J_1 - расстояние набора породы, 3 м;

J_2 - расстояние перемещения породы, 8 м;

V_1 - скорость перемещения при наборе породы, 1 м/с;

V_2 - скорость движения бульдозера с грунтом, 1.2 м/с;

V_3 - скорость холостого хода бульдозера, 1.6 м/с;

t_n - время переключения скоростей, 3 с;

t_p - время одного разворота бульдозера, 5 с.

Тогда:

$$T_{ц} = \frac{3}{1} + \frac{8}{1.2} + \frac{11}{1.6} + 3 + 2 * 5 = 3 + 6.6 + 6.9 + 13 = 29.5 \text{ сек}$$

Объем грунта, перемещаемый отвалом бульдозера:

$$V = \frac{h_0^2 l}{2tg\alpha},$$

где

h_0 - высота отвала бульдозера, 1.934 м;

l - длина отвала бульдозера, 4.314 м;

a - угол откоса развала, 36 град

$$V = \frac{1.934^2 * 4.314}{2 * 0.73} = 11.05 \text{ м}^3$$

Сменная производительность бульдозера SHANTUI SD 22 на отвальных работах:

$$P_{см} = \frac{3600 * 11.05 * 0.95 * 0.9 * 0.80 * 11}{29.5 * 1.4} = 7237 \text{ м}^3 / \text{смену}$$

Парк бульдозеров:

$$V_2 / (P_{см} * 2 * 365) = 0.6 \text{ шт};$$

где V_2 - годовая мощность по вскрышным породам, м^3 .

Инвентарный парк бульдозеров для содержания отвала составит 1 ед.

Объем, площадь отвала пустых пород, длина фронта разгрузки автосамосвалов и производительность бульдозера рассчитаны согласно утверждённому в Республике Казахстан Нормам технологического проектирования предприятий, ведущих разработку месторождений открытым способом.

3.13.4 Технология и организация работ на отвале

Подача автосамосвала на разгрузку на отвале осуществляется задним ходом, а работа бульдозера ведётся перпендикулярно верхней бровке откоса площадки. Движение бульдозера производится только ножом вперёд с формированием перед его отвалом предохранительного вала в соответствии с паспортом перегрузочного пункта. Разгрузка автосамосвалов в пределах призмы обрушения при подработанном экскаватором откосе яруса не допускается.

Работа в каждом секторе отвала выполняется в соответствии с паспортом ведения работ и регулируется знаками и аншлагами. Не допускается одновременная работа в одном секторе бульдозера и автосамосвалов с экскаватором. Расстояние между стоящими на разгрузке и проезжающими транспортными средствами должно быть не менее 5 м. Устройство контактной сети на эстакаде разгрузочной площадки не допускается.

Формирование отвалов при бульдозерном отвалообразовании осуществляют двумя способами - периферийным и площадным.

При периферийном отвалообразовании автосамосвалы разгружаются по периферии отвального фронта в непосредственной близости от верхней бровки отвального откоса или под откос. Часть породы в этом случае сталкивается бульдозером под откос.

При площадном отвалообразовании разгрузка породы из самосвалов производится по всей площади отвала или на значительной части его, а затем бульдозером планируют отсыпной слой породы, укатываемый катками, после чего цикл повторяется.

Более экономичным способом формирования является периферийный, при котором меньше объем планировочных работ. В связи с вышеизложенным в проекте принят периферийный способ отвалообразования.

Технологический процесс периферийного бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте состоит из трёх операций: разгрузки автосамосвалов, планировки отвальной бровки и устройстве автодорог.

Отвальные дороги профилируются бульдозером и укатываются катком без дополнительного покрытия.

В настоящем проекте схема развития отвальных дорог принята кольцевая, радиус закругления для Shacman равен 9.1 м.

Автосамосвалы должны разгружать породу, не доезжая задним ходом 3-4 м до бровки отвального уступа. Необходимо обязательно обустроить ограничитель движения автосамосвалов при заднем ходе к бровке отвала. В качестве ограничителя используют валик породы, оставляемый на бровке отвала. Размер его по высоте не менее 1 м и по ширине 2-3 м.

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

Общая длина фронта отвального тупика, включая длину фронта разгрузочной, планируемой и резервной площадок должна быть не менее 12м.

Возведение отвала, сдвигание под откос выгруженной породы и планировка отвальной бровки осуществляется с помощью бульдозера SHANTUI SD 22.

Для планировки отвальной бровки, бульдозер снабжён поворотным лемехом, установленным под углом 45 град. или 67 град. к продольной оси бульдозера. При планировании породы на высоких отвалах лемех обычно устанавливается перпендикулярно оси трактора, так как, в этом случае нет надобности, делать набор высоты отвала.

3.14 Охрана недр

Для повышения полноты и качества извлечения полезных ископаемых при разработке открытым способом месторождения предусматривается проведение мероприятий в полном соответствии с законодательством РК.

3.14.1 Требования по охране недр при проектировании предприятия

В соответствии с законодательством «О недрах и недропользовании» проектом разработки открытым способом карьера золотополиметаллического месторождения «Коскудук» установлены следующие основные требования:

- 1) Предусматривается рациональное и комплексное использование недр при разработке месторождения и охрана недр.

- 2) Развитие планомерных работ планомерное, последовательное выполнение операций по недропользованию по плану горных работ, составленному согласно проекту разработки месторождения с обеспечением рационального использования недр и безопасного ведения работ.
- 3) Размещение наземных сооружений на безрудных площадках и в зоне безопасного ведения работ.
- 4) Способы вскрытия и системы разработки месторождения обоснованы в соответствии с геологическим строением и Требованиями промышленной безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом.
- 5) Применение средств механизации и автоматизации производственных процессов обеспечивают наиболее полное, комплексное и экологически целесообразное извлечение из недр и рациональное, эффективное использование балансовых запасов основных и совместно с ними залегающих полезных ископаемых, а также сохранение в недрах или складирование забалансовых запасов для их последующего промышленного освоения, если они не используются.
- 6) Планируется рациональное использование дренажных вод, вскрышных и вмещающих пород, а также отходов производства при разработке месторождения и переработке минерального сырья.
- 7) Предусмотрены меры, обеспечивающие безопасность работы производственного персонала и населения, зданий и сооружений, охрану недр, объектов окружающей среды от вредного воздействия работ, связанных с использованием недр.
- 8) Запроектированы объёмы работ и предусмотрены средства по рекультивации нарушаемых земель после отработки.
- 9) Разработаны мероприятия по технике безопасности.
- 10) Произведена оценка и расчёты платежей за пользование недрами.
- 11) Принятые в проекте к осуществлению варианты вскрытия, способы и системы разработки исключают выборочную отработку наиболее богатых частей месторождения, рудных тел и залежей, приводящую к снижению качества остающихся балансовых запасов месторождения, вследствие которых, находящиеся в них залежи полезных ископаемых, могут утратить промышленное значение или оказаться полностью потерянными.

3.14.2 Требования по охране недр при разработке месторождений

- 1) Способ, схема вскрытия и ведения добычных работ на месторождении или его части должны обеспечивать:
 - максимальное и экономически целесообразное извлечение из недр всех полезных ископаемых;
 - безопасность ведения горных работ;
 - возможность отработки изолированных рудных тел, пластов залежей, имеющих промышленное значение;

- охрану месторождения от стихийных бедствий и от других факторов, приводящих к осложнению их отработки, снижению промышленной ценности, качества и потерям полезных ископаемых.

2) Вскрытие, подготовка месторождения и добычные работы, должны производиться в строгом соответствии с проектом разработки. При изменении горно-геологических и горно-технических условий в проект должны быть своевременно и в установленном порядке внесены соответствующие дополнения и изменения.

3) Выбранные способы, объёмы и сроки проведения вскрышных и добычных работ должны обеспечивать установленное качество вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов.

4) В процессе разработки месторождения должны обеспечиваться:

- контроль за соблюдением предусмотренных проектом мест заложения, направлений и параметров горных выработок, предохранительных целиков, технологических схем проходки;
- проведение постоянных наблюдений за состоянием горного массива, тектоническими нарушениями и другими явлениями, возникающими при разработке месторождения.

5) В процессе вскрытия и разработки месторождения не допускается порча примыкающих участков тел (пластов, залежей) с балансовыми и забалансовыми запасами полезных ископаемых.

Количество и качество готовых к выемке запасов полезных ископаемых, нормативы эксплуатационных потерь и разубоживания должны определяться по выемочным единицам.

В процессе очистной выемки недропользователь обязан: вести регулярные геологические наблюдения в добычных забоях и обеспечивать своевременный геологический прогноз для оперативного управления горными работами; вести учёт добычи по каждой выемочной единице; не допускать образований временно неактивных запасов, потерь на контактах с вмещающими породами и в маломощных участках тел (залежей, пластов); разрабатывать и осуществлять мероприятия по недопущению сверхнормативных потерь и разубоживания; строго соблюдать соответствие календарного графика и плана развития горных работ.

При производстве добычных работ запрещается: приступать к добычным работам до проведения установленных проектом вскрышных работ, предусматривающих полноту извлечения полезных ископаемых; выборочная отработка богатых или легкодоступных участков месторождения (пластов, залежей), приводящая или могущая привести к порче оставшихся балансовых запасов полезных ископаемых; допускать сверхнормативные потери.

Определение показателей извлечения полезных ископаемых из недр, потерь и разубоживания должно производиться на основе первичного учёта раздельно по способам и системам разработки, выемочным единицам и в соответствии с требованиями «Методических указаний по определению, учёту, нормированию и экономической оценке потерь полезных ископаемых при добыче».

Потери и разубоживание полезных ископаемых при добыче должны определяться прямым, косвенным и комбинированными методами.

Методы определения потерь полезных ископаемых при добыче должны обеспечивать: определение потерь и разубоживания при технологическом процессе добычи по видам и местам их образования и с требуемой точностью; выявление сверхнормативных потерь и причин их образования.

1) Сверхнормативные потери и выборочная отработка более богатых или ценных полезных ископаемых определяются как разность между фактическими и нормативными значениями по выемочным единицам.

2) Определение, учёт и оценка достоверности показателей полноты и качества извлечения полезных ископаемых при производстве добычных работ осуществляется маркшейдерской и геологической службами. Ответственность за своевременность и достоверность учёта показателей извлечения полезных ископаемых из недр при добыче несёт недропользователь.

3) При разработке месторождений открытым способом в обязательном порядке должны производиться систематические наблюдения за состоянием откосов уступов и отвалов с целью своевременного выявления в них деформаций, определения параметров и сроков службы, сведения к минимуму потерь полезных ископаемых, а также для обеспечения безопасности ведения горных работ.

3.14.3 Геолого-маркшейдерское обеспечение горных работ

1) Недропользователь предусматривает:

- вести в полном объёме и на качественном уровне установленную геологическую и маркшейдерскую документацию;
- выполнять маркшейдерские работы для обеспечения рационального и комплексного использования месторождений, охраны недр, зданий и сооружений, природных объектов от вредного влияния горных разработок;
- обеспечивать учёт состояния и движения запасов, потерь и разубоживания, а также попутно добываемых полезных ископаемых и отходов производства, содержащих полезные компоненты.

2) Все геологические работы в пределах разрабатываемого месторождения проводятся в соответствии с утверждённым проектом, нормативными и методическими документами. При сложных горно-

геологических условиях разработки месторождения или его участков должно предусматриваться проведение специальных исследований для выработки рекомендаций по обеспечению охраны недр и безопасному ведению работ.

3) Все разведочные горные выработки и буровые скважины подлежат геологическому документированию.

4) Рабочая геологическая документация пополняется по мере накопления фактического материала, но не реже одного раза в месяц. Сводная геологическая документация пополняется ежеквартально, отставание не допускается.

5) Маркшейдерские работы должны выполняются в соответствии с требованиями Инструкции организаций по производству маркшейдерских работ и других нормативных документов, а также законодательства о недрах и недропользовании и настоящих Правил. Маркшейдерские работы, требующие применения специальных методик и технических средств и инструментов, должны выполняться специализированными организациями по договору с недропользователем.

6) Учёт состояния и движения запасов, потерь и разубоживания полезных ископаемых должен выполняться с соблюдением следующих основных требований:

- учёту подлежат утверждённые Компетентным органом Республики Казахстан запасы полезных ископаемых;
- запасы полезных ископаемых учитываются по категориям отдельно по месторождениям, шахтным полям, участкам, отдельным рудным телам, выемочным единицам, способам и системам разработки, основным промышленным (технологическим) типам и сортам полезных ископаемых;
- запасы полезных ископаемых учитываются по наличию их в недрах, независимо от разубоживания и потерь при добыче и переработке.

7) Учёт состояния и движения запасов, потерь и разубоживания включает первичный, сводный учёт и ежегодный баланс запасов.

8) Недропользователь на основе первичного и сводного учёта запасов, потерь и разубоживания полезных ископаемых по состоянию на первое января каждого года составляет ежегодный отчётный баланс запасов. К нему должны быть приложены материалы, обосновывающие изменение запасов в результате их прироста, а также списания, как утративших промышленное значение или не подтвердившихся при последующих геологоразведочных работах и разработке месторождения. Прирост и перевод запасов как основных, так и совместно с ними залегающих полезных ископаемых и содержащихся в них компонентов в более высокие категории по степени изученности, производится на основе их подсчёта по фактическим геологическим материалам и утверждается в установленном порядке.

9) Снятие с учёта всех балансовых запасов или полный перевод их в группу забалансовых по месторождениям, утратившим промышленное значение, производится после соответствующего решения Компетентного органа Республики Казахстан.

10) Списание запасов полезных ископаемых с учёта недропользователя в результате их добычи, потерь и утраты промышленного значения и неподтверждения производится в соответствии с Положением о порядке списания запасов полезных ископаемых с учёта организаций, и это должно быть отражено в геологической и маркшейдерской документации отдельно по элементам учёта и внесено в специальную книгу списания запасов организации.

3.14.4 Органы государственного контроля охраны недр

1) Государственный контроль за использованием и охраной недр осуществляется на всех этапах деятельности минерально-сырьевого комплекса и обеспечивает:

- соблюдение всеми недропользователями установленного порядка пользования недрами, правил ведения государственного учёта состояния недр;
- выполнения обязанностей по полноте и комплексности использования недр и их охране;
- предупреждение и устранение вредного влияния горных работ на окружающую среду, здания и сооружения;
- полноту и достоверность геологической, горнотехнической и иной информации, получаемой в процессе геологического изучения недр и разработки месторождений полезных ископаемых, а также соблюдения иных правил и норм, установленных законодательством Республики Казахстан.

2) Государственный контроль за охраной недр осуществляется Компетентными органами Республики Казахстан.

3) Ведомственный контроль за охраной недр, рациональным и комплексным использованием минерального сырья осуществляется должностными лицами, уполномоченными приказом по организации.

РАЗДЕЛ 4 ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ КАРЬЕРА

4.1 Основные расчётные параметры электроснабжения карьера

Карьер и объекты открытых горных работ оснащаются системой связи и сигнализации, обеспечивающими контроль и управление технологическими процессами и безопасностью работ: диспетчерской связью, диспетчерской распорядительно-поисковой громкоговорящей связью и системой оповещения, связью на внутрикарьерном железнодорожном транспорте (при его наличии), а также внешней телефонной связью.

Для передачи распоряжений, сообщений и поиска лиц, находящихся на территории карьера, применяются технические средства диспетчерской распорядительно-поисковой связи.

Для оперативных переключений в электросетях карьера и отвалов используется радиосвязь, работающая на выделенной отдельной частоте.

Электрическое освещение на карьере и отвалах обеспечивает освещённость рабочих мест в соответствии с Нормами освещённости рабочих мест объектов открытых горных работ (приложение 51 к Правилам обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы).

Нормы освещённости рабочих мест объектов открытых горных работ:

Объекты карьера	Наименьшая освещённость, лк	Плоскость, в которой нормируется освещённость	Примечание
1	2	3	4
Территория в районе ведения работ	0,2	На уровне освещаемой поверхности	Район работ, подлежащий освещению, устанавливается
			техническим руководителем карьера
Места работы машин в карьере, на породных отвалах и других участках	5	Горизонтальная Вертикальная	Освещённость должна быть обеспечена по всей глубине и высоте действия рабочего оборудования машин
	8		
Места ручных работ	5	Горизонтальная Вертикальная	
	10		

Места разгрузки железнодорожных составов, автомобилей и автопоездов на отвалах, приемные перегрузочные пункты	3	Горизонтальная	Освещенность обеспечивается на уровне освещаемой поверхности
Район работы бульдозера или другой тракторной машины	10	На уровне поверхности гусениц трактора	
Место производства буровых работ	10	Вертикальная	Освещенность обеспечивается на высоту станка
Помещение на участках для обогрева работающих	10	Горизонтальная	
Постоянные пути движения работающих в карьере	1	Горизонтальная	
Автодороги в пределах карьера (в зависимости от интенсивности движения)	0,5-3	Горизонтальная	Освещенность обеспечивается на уровне движения автомобилей

Для осветительных установок на стационарных опорах, предназначенных для освещения отвалов, автомобильных дорог внутри и вне карьера и рабочих площадок карьера, допускается применение фазного напряжения 220 В от индивидуальных трансформаторных подстанций с заземлённой нейтралью. Обслуживание таких установок производится по наряду не менее чем двумя работниками требуемой квалификационной группы. Осветительные установки оснащаются блокировочными устройствами, препятствующими включению при открытых дверях пусковых систем, снабжаются предупреждающими знаками высокого напряжения и схемами пусковых устройств на внутренней стороне двери и подлежат обязательному заземлению.

Территория карьера и объекты на его поверхности освещаются светильниками и прожекторами, встроенными в конструкцию машин либо установленными на передвижных или стационарных опорах (мачтах).

На стационарных опорах контактной сети допускается подвеска проводов электрического освещения и светильников при условии размещения их выше контактного провода с другой стороны опоры, соблюдения минимального расстояния до контактного провода не менее 1,5 м и выбора изоляторов осветительной сети по напряжению контактной сети. Подвеска проводов электрического освещения и светильников на передвижных опорах контактной сети не допускается.

Для освещения карьеров и отвалов рекомендуется применять светильники с ксеноновыми и ртутно-кварцевыми лампами.

Не допускается использование источников света без осветительной арматуры, за исключением светильников напряжением до 42 В.

Контроль освещённости рабочих мест в карьере с помощью люксметра осуществляется не реже одного раза в шесть месяцев с оформлением результатов в установленном порядке.

Горный участок золотополиметаллического месторождения Коскудук (вахтовый посёлок, промышленная площадка) будет обеспечен электроэнергией от дизельного генераторной установки АКSA – 330 кВА.

4.2 Заземление

Для обеспечения безопасности персонала, обслуживающего оборудование, проектом предусматривается устройство контуров заземления в западном борту карьера с присоединением к ним корпусов электротехнического оборудования (корпуса насосов, кожухи передвижных трансформаторных подстанций и приключательных пунктов, металлические и железобетонные опоры и конструкции электропередач, корпусов прожекторов и осветительной арматуры и др.).

Заземление стационарных и передвижных электроустановок напряжением до 1000 В и выше выполняется общим. Сопротивление заземления карьера не более 4 Ом. Длина заземляющих проводников от передвижных электроустановок до центрального контура составляет не более 1 км. Учитывая величину сопротивлений заземляющего провода, сопротивление собственного контура заземления не превышает 2 Ом.

Центральные заземлители предусматриваются у каждого ППП для группы электроприёмников.

Заземление выполняется в соответствии с требованиями ПЭУ РК (Приказ Министра энергетики Республики Казахстан от 20 марта 2015 года № 230).

Конструктивно заземление выполнено следующих деталей:

- электрод из круглой стали диаметром 12 мм длиной 5 м;
- соединительная полосовая сталь размером 40х4 мм длиной не более 50 м.

Раздел 5 АЭРОЛОГИЯ КАРЬЕРА

По степени естественного проветривания все карьеры в зависимости от отношения длины l и ширины b к глубине h_k делятся на

- хорошо проветриваемые ($\frac{b}{h_k} \cdot \frac{l}{h_k} > 10$);
- слабопроветриваемые ($\frac{b}{h_k} \cdot \frac{l}{h_k} = 6$);
- труднопроветриваемые ($\frac{b}{h_k} \cdot \frac{l}{h_k} < 6$).

В зависимости от величины углов бортов карьеров, формы карьеров в плане, их глубины и порядка отработки уступов возможны четыре схемы естественного проветривания: конвективная, инверсионная, рециркуляционная и прямоточная.

Конвективная схема проветривания карьера вызвана восходящими потоками воздуха, который обтекает последовательно все уступы снизу вверх, увлекая за собой вредные примеси из карьера.

Инверсионная схема проветривания характеризуется движением более холодного воздуха с поверхности по всем бортам карьера к его дну и вытеснением из карьера более тёплого воздуха вместе с вредными примесями.

Рециркуляционная схема проветривания возникает в карьерах с углами откосов подветренного борта более 15 град. или равном 15 град., но с различным опережением уступов бортов друг относительно друга, когда господствующая скорость ветра превышает 1 м/сек. Воздушный поток, движущийся над карьером, постепенно расширяется, достигает противоположного борта карьера, омывает его уступы, движется далее вверх, унося с собой вредные примеси из глубокой части карьера, и на подветренном борту они перемешиваются с основной массой воздуха, проходящей в направлении ветра. Средняя концентрация примесей в зоне прямого потока в 2.2 раза ниже таковой в зоне обратных потоков. С увеличением скорости ветра и размеров карьера эффективность проветривания при этой схеме возрастает.

Прямоточная схема проветривания возникает при углах откосов подветренного борта менее 15 град. и равномерном опережении уступов этого борта друг относительно друга. В случае нарушения равномерности опережения уступов данная схема переходит в рециркуляционную. Ветровой поток воздуха, поступая в карьер, расширяется заполняя весь его профиль, и омывает все уступы подветренного и наветренных бортов. В карьерах с углами откоса подветренных бортов более 15 град возникает прямоточно-рециркуляционная схема проветривания.

В процессе отработки карьер последовательно проходит через несколько этапов, характеризующихся изменением не только схемы движения воздушных потоков, но и интенсивности проветривания. Условно, по величине отношения глубины карьера H к его размерам в плане $L_{\text{п}}$ можно выделить три типа карьеров:

а) $H/L_n \leq 0.1$ - мелкие; б) $0.1 < H/L_n < 0.2$ – средние; в) $H/L_n > 0.2$ – глубокие.

Первый этап (а) характерен для начального периода отработки карьера, когда при небольшой глубине размеры в плане значительны. В этом случае площадь, занимаемая карьерным пространством, по профилю мало чем отличается от окружающей территории и ее проветривание в целом практически осуществляется так же, как и открытых площадок.

В соответствии с классификацией естественных схем проветривания на первой стадии развития карьера преобладают прямоточные и рециркуляционные схемы движения воздуха.

Расход воздуха, вовлекаемого в проветривание на участке L_1 , определится для первой стадии по формуле

$$Q_1 = U_{\text{ср}} h b_{1k}, \text{ куб.м/с}$$

где

$U_{\text{ср}}$ – средняя скорость движения воздуха на поверхности в слое высотой h , участвующего в проветривании участка L_1 , м/с;

b_{1k} – средняя ширина карьера для участка L_1 в направлении, перпендикулярном направлению ветра, м.

h - высота слоя воздушного потока, участвующего в проветривании участка L_1 , определяется из геометрических построений (Рисунок 19 а):

$$h = H \operatorname{tg} \alpha_1 / \operatorname{tg} \alpha_2,$$

где H – глубина карьера на данной стадии разработки, м;

α_1 - внутренний угол сужения ядра постоянных скоростей;

α_2 - внешний угол раскрытия свободной струи.

Из теории свободных турбулентных струй известно, что $\alpha_1 = 7^{\circ}20'$ $\alpha_2 = 15^{\circ}$, поэтому $\operatorname{tg} \alpha_1 = 0.129$; $\operatorname{tg} \alpha_2 = 0.268$, тогда $h = 0.48H$.

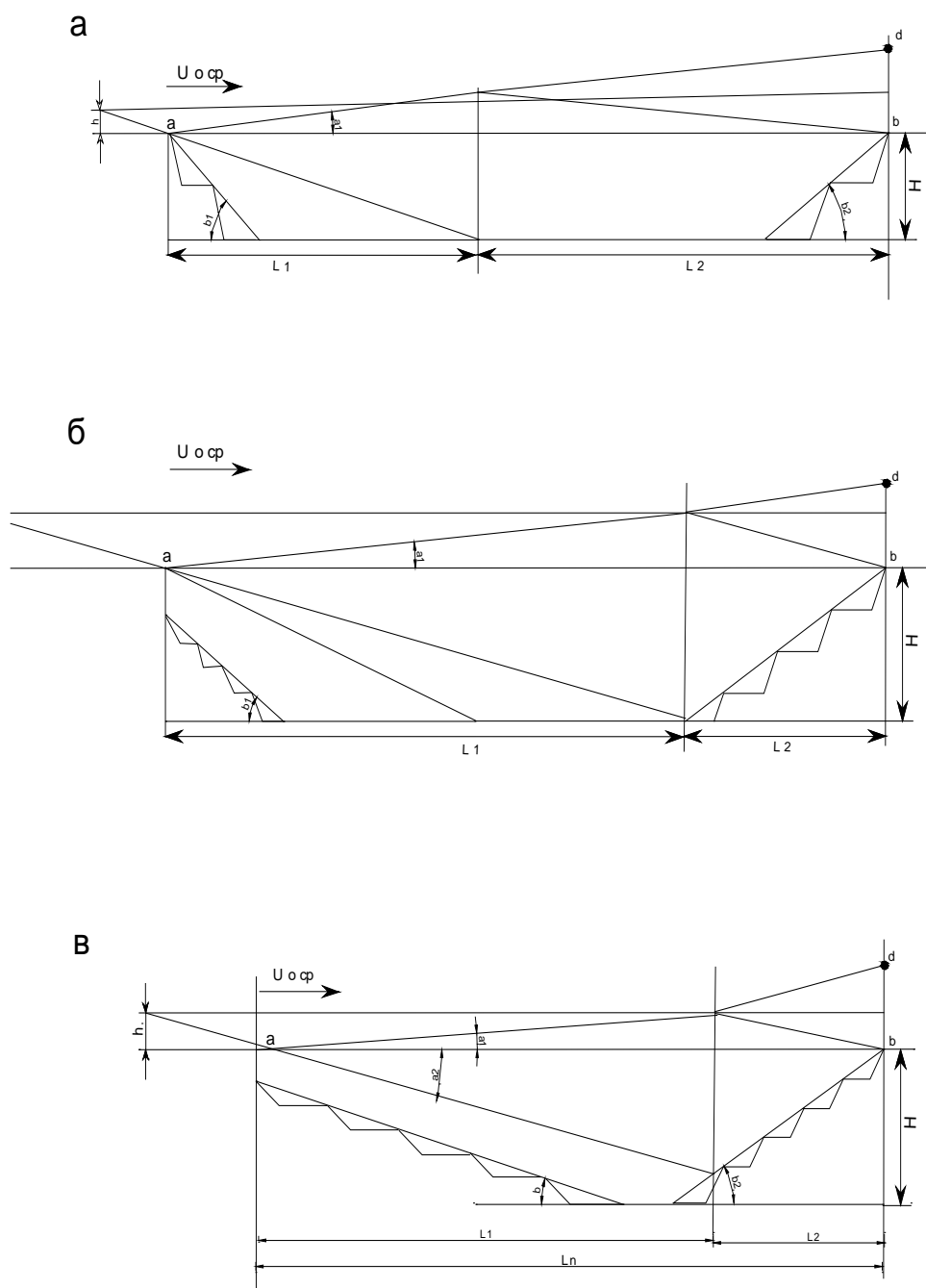


Рисунок 20 - Различные этапы разработки карьера (к расчёту естественного проветривания)

Расход воздуха ($\text{м}^3/\text{с}$), участвующего в воздухообмене карьерного пространства, для участка L_2 определится, как для открытой площадки по формуле:

$$Q_2 = \gamma U_{0cp} L_2 b_{2k} k ,$$

где

L_2 – характерный размер площадки в направлении ветра, м;

b_{2k} – размер площадки в направлении, перпендикулярном вектору ветра, м;

$\gamma = 0.67$ коэффициент, учитывающий изменение U_{0cp} для участка L_2 ;

$k = 0.129$ коэффициент, учитывающий турбулентную структуру потока (в условиях развитой турбулентности).

Параметры карьера L_n , b_{1k} , H являются величинами заданными. Размер участка (м) в направлении ветра определится по формуле:

$$L_2 = L_n - H \operatorname{ctg} \alpha_2$$

Из вышеприведенных выражений получим

$$Q_2 = \gamma U_{0cp} L_2 b_{2k} k (L_n - H \operatorname{ctg} \alpha_2).$$

Полное количество воздуха, участвующего в проветривании на стадии разработки, $Q = Q_1 + Q_2$,

$$Q = U_{0cp} h b_{1k} + \gamma U_{0cp} b_{2k} k (L_n - H \operatorname{ctg} \alpha_2)$$

или

$$Q = 0.48 H U_{0cp} b_{1k} + \gamma U_{0cp} b_{2k} k (L_n - H \operatorname{ctg} \alpha_2)$$

Величина скорости ветра на поверхности не является постоянной по высоте, поэтому в расчётные формулы необходимо ввести величину средней скорости поверхностного ветрового потока U_{0cp} , участвующего в воздухообмене карьерного пространства:

$$U_{0cp} = \frac{1}{h} \int_0^h U_z dz,$$

где

U_z – функция распределения скорости ветрового потока на поверхности по высоте;

h – высота рассматриваемого слоя.

При дальнейшем увеличении глубины разработки до $H/L_n < 0.2$ (Рисунок 19 б) условия проветривания рабочей зоны существенно меняются, движение воздушных масс в большей части карьера осуществляется по рециркуляционной схеме, увеличивается зона обратных потоков, ослабляется проветривание поверхностными потоками нижней части карьера. Однако картина проветривания в целом не меняется. Количество воздуха, участвующего в проветривании в единицу времени, как и на первой стадии разработки определится по формуле:

$$Q = U_{0cp} h b_{1k} + \gamma U_{0cp} b_{2k} k L_2$$

На третьей стадии разработки, когда $H/L_n \geq 0.2$, если внешняя граница свободной струи выходит на наветренный борт карьера (Рисунок 19 в), высота воздушного потока (м), участвующего в проветривании, определится по формуле:

$$h = 0.482 L_n / (3.73 + \operatorname{ctg} \beta_2)$$

Выразив L_1 и L_2 через L_n будем иметь

$$L_1 = L_n \operatorname{tg} \beta_2 / (\operatorname{tg} \alpha_2 + \operatorname{tg} \beta_2);$$

$$L_2 = L_n \operatorname{tg} \alpha_2 / (\operatorname{tg} \alpha_2 + \operatorname{tg} \beta_2).$$

Для участка L_1 количество воздуха, участвующего в воздухообмене, определится по формуле:

$$Q_1 = U_{0cp} b_{1k} h$$

После подстановки получим

$$Q = 0.482 L_n U_{0cp} b_{1k} / (3.73 + \operatorname{ctg} \beta_2).$$

Для участка L_2 дополнительное приращение расхода воздуха на проветривание (куб.м/с) определяется по формуле:

$$Q_2 = \gamma U_{0cp} L_2 b_{2k} k$$

При известной величине $\text{tg}\alpha_2$ выражение принимает вид:

$$Q_2 = \gamma U_{0cp} b_{2k} L_n k / (1 + 3.73 \text{tg}\beta_2)$$

Общий расход воздуха, участвующего в воздухообмене на третьей стадии отработки карьера

$$Q = 0.482 U_{0cp} b_k L_n / (3.73 + \text{ctg}\beta_2) + \gamma U_{0cp} b_{2k} L_n k / (1 + 3.73 \text{tg}\beta_2)$$

Сравнение вышеприведённых формул показывает их аналогичность и позволяет дать обобщённую формулу расхода воздуха, принимающего участие в воздухообмене, для любой стадии разработки:

$$Q = U_{0cp} (b_{1k} + \gamma b_{2k} L_2 k) = n U_{0cp},$$

$$\text{где } n = b_{1k} h + \gamma b_{2k} L_2 k$$

Значения величин h и L_2 определяется для каждой стадии разработки карьера по соответствующим формулам.

Для карьера месторождения «Коскудук», оптимальные условия проветривания зависят от направления господствующих ветров. Роза ветров приводится на рисунке. Расчёт аэрологии карьера выполнен для основного северо-восточного направления ветра. На розе ветров повторяемость показана в %.

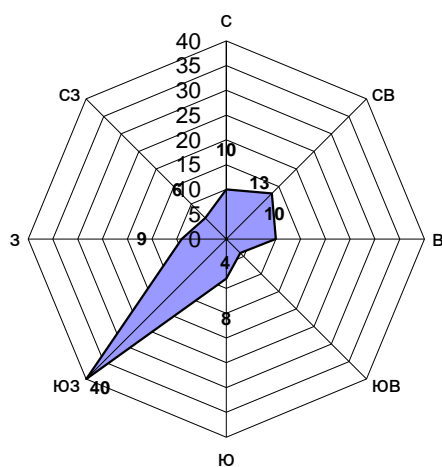


Рисунок 21 - Среднегодовая роза ветров по данным метеостанции в г.Балхаш

Из рисунка видно, что наибольшую повторяемость на месторождении имеет северо-восточный ветер.

Повторяемость направлений ветра и его среднемесячные скорости приведены в таблице 30.

Таблица 30 - Повторяемость направлений и скорости ветра

Наименование характеристики	Величина	Средняя скорость ветра, м/сек
Коэффициент, зависящий от стратификации атмосферы, А	200	
Коэффициент рельефа местности	1	
Средняя максимальная температура наружного воздуха	+24,2	
Средняя температура наружного воздуха наиболее холодного месяца	-14,1	
Среднегодовая роза ветров, %		
С	(север)	10
СВ	(северо-восток)	40
В	(восток)	10
ЮВ	(юго-восток)	4
Ю	(юг)	8
ЮЗ	(юго-запад)	13
З	(запад)	9
СЗ	(северо-запад)	6
Штиль		3

При северо-восточном ветре карьер омывается воздушным потоком, что в определённый период разработки (изменяющаяся глубина карьеров и постоянно увеличивающаяся высота породного отвала, расположенного на пути воздушного потока) может привести к увеличению времени проветривания.

На пути ветра расположен породный отвал. В связи с этим расчётная скорость ветра корректируется, так как наличие препятствий ведёт к ослаблению энергии ветрового потока:

$$U_p = U_x(1 - P)$$

где

U – скорость ветра при расчетном направлении, м/сек;

P – показатель, характеризующий ослабление ветрового потока из-за наличия препятствия, который определяется из соотношения:

$$P = H/L$$

где H и L – соответственно высота и длина препятствия, м.

Для карьера высота воздушного потока, участвующего в проветривании, когда внешняя граница свободной струи выходит на наветренный борт карьера составит:

$$h=0,482L_{\text{п}}/3.73+\text{ctg}\beta_2$$

$$h=0.482 \times 629/(3.73+1.035)=64 \text{ м}$$

Для участка L_1 количество воздуха, участвующего в воздухообмене

$$Q_1=U_{\text{ср}} \times b_{1\text{к}} \times h,$$

где

$U_{\text{ср}}=6.1$ м/сек средняя скорость ветра, м/сек;

$b_{1\text{к}}=670$ м средняя ширина карьера на участке L_1 , м.

$$Q_1=6.1 \times 520 \times 64=203.0 \text{ тыс.м}^3/\text{сек}$$

Для участка L_2 дополнительное приращение расхода воздуха на проветривание определится по формуле для участка L_1 , с учётом дополнительных коэффициентов γ и k .

$\gamma=0.67$ коэффициент, учитывающий изменение скорости ветра для участка L_2 .

$k=0.129$ коэффициент, учитывающий турбулентную структуру потока.

Количество воздуха, участвующего в воздухообмене карьерного пространства для участка L_2 составит:

$$Q_2=0.67 \times 6.1 \times 127 \times 270 \times 0.129=18.1 \text{ тыс.м}^3/\text{сек}$$

где

270 м размер площадки в направлении перпендикулярном вектору ветра.

Общее количество воздуха поступающего в карьер равно:

$$Q=Q_1+Q_2=203.0+18.1=221.1 \text{ тыс.м}^3/\text{сек}$$

Для определения времени проветривания при рециркуляционной схеме проф. В.С. Никитин рекомендует следующую формулу:

$$T=8 \times V_p/Q+75.8 \times V_p/x_{\text{с.ср}}U_p \times \lg C_0/C_{\text{доп}}, \text{ сек}$$

где

V_p — объем зоны рециркуляции, м^3 ;

Q — количество воздуха необходимое для достижения допустимой концентрации в заданное время, м^3 ;

$x_{\text{с.ср}}$ — среднее значение абсцисс отрезка внешней границы струи от точки срыва до места встречи её с наветренным бортом, м;

U_p — средняя расчётная скорость ветра, м/сек;

L – средняя ширина карьера в направлении перпендикулярном вектору ветра, м.

Для карьера время проветривания при объёме зоны рециркуляции 13.5 млн. м³ составит:

$$T = \frac{8 \times 13500000}{221100} + \frac{75.8 \times 13500000 \times 1.301}{800 \times 6.1 \times 520} = 1179.5 + 1266.9 = 2446.3 \text{сек (0.68 час)}$$

Таким образом, в период наибольшего загрязнения атмосферы карьера (массовые взрывы) требуется проветривание в течение 0.68 часа.

СВ

ЮЗ

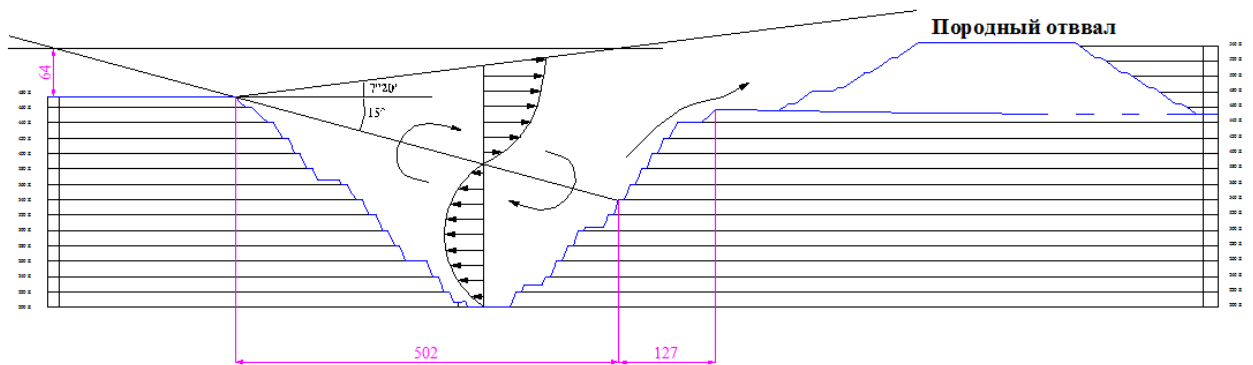


Рисунок 22 - Рециркуляционная схема проветривания карьера при северо-восточном направлении ветра

РАЗДЕЛ 6 ГЕНЕРАЛЬНЫЙ ПЛАН

6.1 Расположение инженерных сетей и коммуникаций

Промплощадка рудника находится юга-западном карьера на расстоянии 1,5 км и связана с ним автомобильными дорогами шириной 15.5 м с обочинами 1.5 м.

Размещение зданий и сооружений на промплощадке рудника соответствует требованиям технологии, противопожарным нормам и существующему рельефу местности. Все здания и сооружения промплощадки соединены между собой автомобильным проездом шириной 7.5 м с обочинами 1.5 м. Промплощадка соединена с вахтовым посёлком автодорогой шириной 7.5 м с обочинами 1.5 м.

К северо-западу от карьера на расстоянии 0.7 км размещается отвал пустых и вскрышных пород, площадь которого составляет 26,8 га. Объем отвала установлен с учётом коэффициента разрыхления на полный объем вскрышных на весь период эксплуатации рудника. Отвал запроектирован в три яруса высотой по 20 м с общей высотой 60 м. Отвал соединяется с промплощадкой и карьером автомобильной дорогой шириной 12 м с обочинами 1.5 м.

К южной части от карьера на расстоянии 0.5 км размещается рудный склад, площадью 15 га на котором производится складирование и усреднение добытой руды, концентрата, а также отбор проб и отгрузка руды для дальнейшей транспортировки.

На площадке склада находятся:

- площадка для работы погрузочной техники и разворота автомобилей;
- рудный склад, который соединяется с промплощадкой автомобильной дорогой шириной 12 м с обочинами по 1.5 м.

Режим работы на месторождении вахтовый. Посёлок расположен южнее промплощадки рудника на расстоянии 0,5 км от неё и на расстоянии 1,5 км от карьера, за пределами санитарно-защитной зоны. С промплощадкой рудника и другими объектами вахтовый посёлок связан автомобильной дорогой шириной 4.5м с обочинами по 1.75 м.

На площадке вахтового посёлка размещены следующие объекты:

- резервуары для воды вместимостью по 50 м³(2 шт);
- дизель-электрическая станция (ДЭС);
- баня;
- столовая на 48 мест;
- диспетчерская – медпункт;
- нарядная;
- жилой вагон ИТР (4 шт);
- жилой вагон рабочих (10шт);
- тёплая уборная на 14 кабинок;
- канализационные очистные сооружения.

Вахтовый посёлок занимает территорию площадью 1.5 га.

Согласно «Санитарным нормам и правилам проектирования производственных объектов» №1.01.001-94, производственные объекты имеют нормативную санитарно-защитную зону шириной 1000 м.

Все объекты находятся в границах земельного отвода.

Согласно заключению территориального управления «Центрказнедра», на участках проектирования поверхностных объектов месторождения Коскудук полезные ископаемые отсутствуют.

Общая площадь земель месторождения Коскудук, составляет 236.6 га. Размеры площадей земельных участков, занимаемых промплощадками, транспортными и инженерными коммуникациями, с разделением их по типам земель приведены в таблице 31.

Таблица 31 - Площади, занимаемые объектами, для отработки месторождения Коскудук

Наименование	Всего земель, га	Характеристика земель, требующих отвода, в том числе:	
		пашня, га	пастбище, га
1	2	3	4
1 Карьер	24.7	-	24.7
2 Промплощадка рудника	1.1	-	1.1
3 Породный отвал	26.8	-	26.8
4 Отвалы плодородного слоя почвы (ПСП)	0,9	-	0,9
5 Рудный склад	15.0	-	15.0
6 Вахтовый посёлок	1.5	-	1.5
7 Автомобильная дорога на вахтовый посёлок протяжённостью 1.5 км	2.3	-	2.3
Инженерные сети:		-	
8 Линии ЛЭП	0.1	-	0.1
Всего:	72.4	-	72.4

6.2 Транспорт

Транспортировка руды предусматривается по следующей технологической схеме: из карьера руда автосамосвалами доставляется на рудный склад, расположенный вблизи карьера. С рудного склада при помощи фронтального погрузчика осуществляется перегрузка руды в автосамосвалы с последующей транспортировкой на обогатительную фабрику. Обогатительная

фабрика расположена на расстоянии 81 км от карьера, при этом протяжённость участка автодороги от рудного склада карьера Коскудук до выхода на автомобильную трассу М36 составляет 25 км, а дальнейшее расстояние по трассе М36 до обогатительной фабрики — 56 км. На территории обогатительной фабрики руда складывается на приёмном рудном складе, откуда подаётся на дробление и последующее обогащение. При необходимости руда может складываться с целью усреднения качества и обеспечения равномерной подачи в технологический процесс.

6.3 Автодороги предприятия

На предприятии построены следующие автодороги:

- внутрикарьерные, расположенные на территории карьера;
- подъездные и поверхностные соединяющие предприятие с общей сетью автомобильных дорог всех объектов предприятия.

По интенсивности движения дороги относятся к III категории. Транспортирование вскрышных пород на отвал и склад руд осуществляется автосамосвалами.

Ширина проезжей части поверхностных автодорог зависит от габаритов подвижного состава, скорости движения и числа полос движения. При двухполосном движении ширина проезжей части определяется по формуле:

$$Ш_a = 2(y+a) + x, \text{ м}$$

где a - ширина автосамосвала по скатам колес, м;

$y = 0.5$ м ширина предохранительной полосы;

x - зазор между кузовами встречных автосамосвалов, м:

$$x = 0.5 + 0.005V, \text{ м}$$

V - скорость движения автосамосвала, км/ч.

Для автосамосвалов при скорости движения 30 км/ч ширина проезжей части составит 15.4 м.

На криволинейных участках проезжую часть дороги выполняют с уширением, размер которого при двухполосном движении и при радиусах кривых 15-30 м составляет 2.0-2.5 м. Ширина обочин при двухполосном движении на постоянных дорогах 1 м.

Учитывая объем перевозок, срок службы дороги, тип подвижного состава, наличие местных строительных материалов для автодорог от карьера до отвалов вскрышных пород и руды, а также на территории промплощадки принят усовершенствованный облегчённый щебёночный тип покрытия с ровностью покрытия 100-150 см/км и допустимой скоростью движения 20 км/ч.

Отвод воды от земляного полотна осуществляется путём придания основной площадке земляного полотна соответствующего уклона и устройства водоотводных канав. Ширина бермы от земляного полотна до водоотводной канавы должна быть не менее 2 м с уклоном 20%.

Водоотводные каналы устраивают с обеих сторон земляного полотна с параметрами: глубина не менее 0.6 м, ширина по дну не менее 0.6 м, крутизна откосов 1:1.5. Продольный уклон постоянных дорог для автосамосвалов не превышает 10% (для тягачей с прицепами с одной ведущей осью он не превышает 4-6%). Выездная траншея карьера, расположена на северном борту карьера. Дороги на руднике спроектированы с учётом безопасности и эффективности работы транспорта.

Приняты следующие параметры автодорог на поверхности:

- Максимальный уклон дорог 10%

При двустороннем движении

- Ширина первой полосы 8 м
- Ширина второй полосы 8 м
- Боковой зазор 6 м
- Ширина насыпи 3 м
- Кювет 1 м
- Общая ширина дороги 26 м

При одностороннем движении

- Ширина полосы 8 м
- Боковой зазор 1 м
- Ширина насыпи 3 м
- Кювет 1 м
- Общая ширина дороги 14 м

Пересечения и примыкания автодорог для обеспечения видимости в обе стороны по возможности выполняются под углом, близким к 90 град.. При этом боковая видимость пересекаемой дороги должна быть не менее 50 м, а в стеснённых условиях - не менее 20 м.

6.4 Параметры защитных зон карьера и зон безопасности

Опасные зоны при взрывных работах рассчитаны в соответствии с «Правилами обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов». В проекте определены опасные зоны для людей, механизмов и сооружений от разлёта осколков породы, от сейсмического эффекта и от действия ударной воздушной волны.

Радиус опасной зоны (r_p) по разлёту кусков определён по условной величине сопротивления по подошве, которая рассчитывается по формуле:

$$W_{\text{усл}} = 0.7 W_{\text{max}}$$

где W_{max} – максимальная величина сопротивления по подошве, м.

для скважин рудного и породного блока $W_{\text{max}} = 5.7$ м.

При взрыве рудного и породного блока

$$0.7 \times 5.7 = 3.99 \text{ м, принимаем } W_{\text{усл}}^p = 4.0.$$

В соответствии с данными треста Союзвзрывпром радиус опасной зоны при взрыве по разлету кусков принимается равным 300 м для людей и 150 м

для механизмов как при взрыве рудного блока, так и при взрыве породного блока. Радиус опасного воздействия на здания и сооружения воздушной ударной волны при полном отсутствии повреждений 320 м. Радиус зоны, безопасной по действию воздушной волны на человека проектом принят равным 152 м. Сейсмически безопасные величины сосредоточенных зарядов для сложных инженерных сооружений и для массива горных пород приняты равными 36.4 т.

При применении короткозамедленного взрывания суммарная сейсмобезопасная величина заряда определена по формуле

$$Q = 0.65 n_3 \times Q_{с.б}, \text{ т}$$

где $n_3 = 4$ число групп замедления.

Суммарная безопасная величина заряда при трехрядном расположении скважин

$$Q = 0.65 \times 4 \times 36.4 = 94.6 \text{ т}$$

Так как суммарная максимальная взрываема величина заряда (11.7 т) не превышает расчётную (94.6 т), то делаем заключение, что охраняемый комплекс зданий промплощадки находится на сейсмобезопасном расстоянии.

РАЗДЕЛ 7 КАРЬЕРНЫЙ ВОДОУЛИВ И ДРЕНАЖ

Водоотливные установки и трубопроводы, расположенные в районах с отрицательными температурами воздуха, перед началом зимнего периода подлежат утеплению и защите от возможных повреждений при производстве взрывных работ.

7.1 Определение водопритоков в горные выработки

Основную роль в формировании поверхностного и подземного водотоков играют зимние осадки. Осадки летнего периода расходуемые практически полностью на испарение. По гидрогеологическому районированию район относится к типу трещинно-грунтовых вод. Водоносность пород низкая. Современная гидрографическая сеть в районе месторождения отсутствует, кроме весеннего периода. Колодцы с пресной водой отсутствуют, почти все они высохли или засолены и для использования в качестве технической и питьевой воды не пригодны.

Породы водоносны пределах зоны выветривания и в зонах тектонических нарушений. Обводненность пород прослеживается на глубину до 40 - 50 м. Подземные воды имеют свободное зеркало, залегающее на глубине 5.48-5.66м. Основную роль в питании подземных вод играют осадки зимне-весеннего периода.

В результате проведенных опытно-фильтрационных работ и расчетов было выяснено, что водоносный горизонт является безнапорным и дают ясное представление о неравномерной водообильности вскрытых пород.

Прогнозные водопритоки в проектируемый карьер рассчитывались аналитическим методом.

1. Аналитический метод 1.1. Определение радиуса карьера

Расчет величины общего притока по методу «большого колодца» на основе гидрогеологических параметров, рассчитанных по результатам откачек, производился в следующей последовательности:

Радиус карьера близкой к круговой форме системы горных выработок определяется по формуле:

$$r_0 = \xi * \sqrt{\frac{F}{\pi}} = 1,1 * \sqrt{\frac{59700\text{м}^2}{3,14}} = 151,7\text{м}$$

где:

r_0 - приведенный радиус «большого колодца», м;

F - площадь системы горных выработок, м²;

L - протяженность выработок, м;

B - ширина контура выработок, м;

ξ – коэффициент, зависящий от отношения B/L, находится по таблице 32.

Таблица 32

В/Л	0.05	0.1	0.2	0.3	0.4	0.5	0.6 и более
ξ	1.05	1.08	1.12	1.144	1.16	1.174	1.18

Основными гидрогеологическими параметрами для трещинных вод являются коэффициент фильтрации (Кф), уровнепроводность пласта (ау), водоотдача(μ), радиуса влияния (Rпр), удельный дебит (q).

1. Коэффициент фильтрации

Расчет коэффициента фильтрации проводилась по результатам проведенных кустовых и экспресс откачек воды из скважин в программе ANSDIMAT по схеме безнапорного неограниченного в плане водоносного пласта.

Результаты обработки экспресс – откачки

В скважине KOS-DD-IG-2 в следствии небольшой водообильности проводились экспресс – откачки и расчеты коэффициента фильтрации проводились по формуле Замарина.

Формула Замарина для определения Кф (для экспресс-откачки):

$$K_f = \frac{1.57r * \Delta h}{t(s_1 + s_2)}$$

где:

Кф – коэффициент фильтрации, м/сут

r – радиус скважины, м

$\Delta h = S_1 - S_2$, м

t = t1 - t2, сек

Вычисление Кф по экспресс – откачке сводится в следующую таблицу 33.

Таблица 33 – Расчет коэффициента фильтрации по экспресс-откачке

Скв №	r, м	Δh , м	t, сут	S ₁	S ₂	К _ф , м/сут
KOS-DD-IG-1A	0.0613	35.55	0.23	9.45	45.0	0.27

Расчеты показали неоднородность фильтрационных свойств водоносного горизонта. Максимальное значение Кф – по скважине 0.69 м/сут; минимальное – по скважинам 0.27 м/сут; среднее значение Кф по скважинам 0.48 м/сут;

Подземные воды опробованы на сокращенный химический анализ с гидрогеологических скважин KOS-DD-IG-1A и KOS-DD-IG-2. Согласно

результатам химического анализа подземные воды на участке характеризуются как слабоминерализованные, очень жёсткие, общая жёсткость составляет 31.0 – 38.0 мг-экв/л, по типу подземные воды хлоридно – кальциевые.

Таблица 34 - Результаты сокращенного химического анализа

№ п/п	Показатели	Ед.изм	KOS DD-IG-1A	KOS DD-IG-2	Нормативы (предельно-допустимые концентрации-ПДК) не более
1	Водородный показатель	pH	8.2	8.1	6-9
2	Сухой остаток	мг/л	2 450.1	2 440.3	1000 (1500)
3	Жесткость общая	мг-экв/л	31.0	38.0	7.0(10.0)
4	Кальций	мг/л	410.0	550.0	н/н
5	Магний	мг/л	128.1	128.1	н/н
6	Сумма натрия и калия	мг/л	279.1	125.7	н/н
7	Гидрокарбонаты	мг/л	183.0	183.0	н/н
8	Сульфаты	мг/л	448.0	416.0	500.0
9	Хлориды	мг/л	1 093.4	1 128.9	350.0

Согласно «Санитарно – эпидемиологическим требованиям к водоисточникам, местам водозабора для хозяйственно-питьевых целей, хозяйственно-питьевому водоснабжению и местам культурно-бытового водопользования и безопасности водных объектов» от 16 марта 2015 года № 209, химический состав подземных вод на участке превышает ПДК по минерализации, по содержанию хлоридов, общей жесткости и позволяет рекомендовать использование этих вод для технических целей.

Статический уровень подземных вод устанавливается на глубине 5.48 – 5.66м. Дебит при откачке скважин составил от 0.32 л/сек до 0.83 л/сек, при понижениях 39.34 м и 18.98 м соответственно. Основные гидрогеологические параметры водоносного горизонта: $K_f=0.48$ м/сут; $K_m=19.2$ м²/сут; $\mu = 0.1$; $a_u=5.35 \cdot 10^3$ м²/сут; $R=4192$ м;

Суммарный ожидаемый водоприток в карьер, подсчитанный аналитическим методом, составляет от 17.0 м³/час до 43.44 м³/час и по степени сложности относится к простым.

7.2 Расчёт и выбор оборудования для водоотлива

Осушение скальных пород вскрыши и рудных тел в карьере предусматривается посредством устройства опережающих зумпфов-

водосборников, устанавливаемых на дне карьера, и внутрикарьерного водоотлива. Сброс дренажных вод из приуступных дренажей на дно карьера с последующим их удалением насосными установками по трубопроводу на поверхность, откуда она поступает в пруд испаритель с которого в дальнейшем будет использоваться на производственные нужды.

Производительность насоса для карьера рассчитывается из условия откачивания суточного нормального притока воды в карьер за 20 часов работы в сутки.

Суммарный водоприток в карьер составит $Q_k = 43.44.5 \text{ м}^3/\text{ч}$. Тогда производительность насосов может быть определена по формуле:

$$Q = \frac{24 \cdot Q_k}{20} = 1.2 Q_k = 1.2 \cdot 40.5 = 48.84 \text{ куб.м/ч}$$

Манометрический напор при работе на сеть должен быть равен геофизической высоте H_r , определяемой по формуле:

$$H_r = H_k + h_{пр} - h_{вс}, \text{ м}$$

где

$H_k = 190 \text{ м}$ глубина карьера до разрабатываемого горизонта;

$h_{пр} = 14 \text{ м}$ превышение труб на сливе относительно борта карьера;

$h_{вс} = 3 \text{ м}$ высота всасывания относительно насосной установки.

Манометрический напор насосной установки

$$H_r = 190 + 14 - 3 = 201 \text{ м}$$

Ориентировочный напор H_o , который должен создавать насос при минимально необходимой производительности, находится в пределах, определяемых по следующему выражению:

$$H_o = (1.05 - 1.18) H_r = 1.1 \cdot 201 = 221.1 \text{ м.}$$

Расчётные показатели производительности и напора определены на период завершения отработки месторождения на глубине 100 м от поверхности.

На основании расчётных показателей ($Q_{нас}$, H_o) для постоянного водоотлива в карьере принимается две дизельные насосные установки (основная и резервная) на базе шахтного центробежного многоступенчатого секционного насоса ДНУ-60/330 в прицепе-фургоне. В связи с тем, что глубина карьера будет увеличиваться постепенно, нет необходимости использовать насосы с максимальным напором. Напор может регулироваться за счёт изменения числа рабочих колёс (секций). Климатическое исполнение насосного агрегата - УХЛ ГОСТ 15150-69 с температурой окружающей среды от минус 40°C до плюс 50°C . Характеристики принятого насоса приведены в таблице.

Таблица 35 - Технические характеристики насоса

Наименование параметра	ДНУ-60/330
Двигатель	ЯМЗ-7511.10
Мощность при 1475 об/мин, кВт (л.с.)	255 (347)
Часовой расход топлива, л/ч	60.7
Относительный расход масла на угар, % от расхода топлива	0.2
Насос	ЦНСк 60-180
Максимальная потребляемая мощность насоса, кВт	90
Номинальная частота вращения, об/мин	1475
Коэффициент полезного действия насоса, %, не менее	70
Допускаемый кавитационный запас, м, не более	6
Геометрическая высота всасывания, м	4
Подача, м ³ /ч	60
Напор, м	180
Диаметр фланцев - всасывающий/напорный, мм	90/90

Внутренний диаметр нагнетательного трубопровода определён по формуле:

$$d_n = \sqrt{\frac{4Q_{\text{нас}}}{\pi v}}, \text{ м}$$

где $Q_{\text{нас}}$ - производительность насоса, $Q_{\text{нас}} = 60 \text{ м}^3/\text{ч} = 0.016 \text{ м}^3/\text{с}$;

v - скорость движения воды в трубопроводе, м/с (принимается в пределах 1.5-2.5 м/с).

Для скорости $v=1.5$ м/с $d = \sqrt{\frac{4 \cdot 0.016}{3.14 \cdot 1.5}} = 0.116$ м или 116 мм.

Для скорости $v=2.5$ м/с $d = \sqrt{\frac{4 \cdot 0.016}{3.14 \cdot 2.5}} = 0.225$ м или 225 мм.

Учитывая необходимость возможной откачки формируемого водопритока с учётом ливневых осадков, принимаем трубопровод с ближайшим стандартным диаметром равным 90 мм.

Учитывая, что карьерные воды неагрессивны по отношению к металлам, в проекте приняты стальные трубы d_v 90 мм.

Трубопроводы, арматура и металлоконструкции установки защищаются от вредного воздействия внешней среды антикоррозийным покрытием. Контроль работы и управление насосными агрегатами автоматизируются. Постоянный обслуживающий персонал не предусматривается.

В связи с тем, что производство горных работ связано с постоянным понижением дна карьера, насосная установка располагается в отдельном транспортабельном блоке.

7.3 Защита карьера от поверхностных вод

Для отвода поверхностных вод, стекающих к карьере с более возвышенных мест водосборной площади, в период весеннего снеготаяния и после ливней, проводятся нагорные каналы. Сечение канала рассчитывается по максимальному притоку и доступной скорости течения воды в ней.

Учитывая, что в нагорную каналу сбрасывается вода от снеготаяния и ливней, пропускная способность канала должна быть не менее 500 м³/ч или 0.138 м³/с.

Пропускная способность канала определяется следующей зависимостью

$$Q_k = w \cdot v, \text{ м}^3/\text{с},$$

где w - живое сечение канала, м²;

v - средняя скорость движения воды в канале, зависит от шероховатости стенок русла.

Для незакрепленных каналов скорость движения воды должна находиться в пределах $v=0.5-1.5$ м/с.

Это требование принято из условия предотвращения заиливания при меньших скоростях и размыва, при значениях скорости более 1.5 м/с.

«Живое» сечение канала при этих размерах составит:

$$w = \frac{1.4+1.9}{2} \cdot 0.4 = 0.66 \text{ м}^2$$

Средняя скорость движения воды в канале зависит от уклона местности и шероховатости стенок канала. Она может быть определена по формуле:

$$v = C\sqrt{R \cdot i}, \text{ м/с},$$

где C - коэффициент Шези;

R - гидравлический радиус канала, м;

i - продольный уклон канала $i = \frac{60}{2250} = 0.027$.

$$C = \frac{87}{1 + \frac{Y}{\sqrt{R}}}$$

где Y - коэффициент шероховатости, для незакрепленных каналов принимается в диапазоне $Y = 1.3-1.75$

$$R = \frac{w}{X}$$

X - смоченный периметр канала, для принятого сечения канала

$$X = 1.0+1.0+1.9=3.9 \text{ м}$$

$$R = \frac{0.66}{3.9} = 0.169 \text{ м}$$

$$C = \frac{87}{1 + \frac{1.75}{\sqrt{0.51}}} = \frac{87}{3.45} = 25.22$$

$$v = 25.22 \cdot \sqrt{0.169 \cdot 0.27} = 1.7 \text{ м/с}$$

Как видно из расчёта, полученная скорость потока воды находится в пределах допустимых значений для незакрепленных канав.

Принятая канава способна пропустить:

$$Q_k = w \cdot v = 0.66 \cdot 1.7 = 1.122 \text{ м}^3/\text{с}, \text{ что соответствует условиям месторождения.}$$

Трасса нагорной канавы проходит под углом к горизонталям поверхности, чтобы был естественный уклон дна канавы, обеспечивающий быстрый отвод поверхностных и откачиваемых из карьера вод за пределы карьера.

7.4 Водовод

Учитывая, что карьерные воды неагрессивны по отношению к пластикам, приняты пластиковые трубы d_v 90 мм, как для карьерного водоотлива, так и для обеих ниток водовода.

Вода откачивается из карьера на пруд испаритель по двум ниткам пластиковых труб d_v 90 мм. Который располагается в северо-восточной части карьера, на расстоянии 160 метров.

РАЗДЕЛ 8 ЭКОЛОГИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ

Охрана окружающей среды предусматривает:

- 1) разработку месторождения с максимальным сохранением целостности земель с учётом технической, технологической, экологической и экономической целесообразности;
- 2) предотвращение техногенного опустынивания земель;
- 3) применение предупредительных мер от проявлений опасных техногенных процессов;
- 4) предотвращение загрязнения недр, ввиду отсутствия подземного хранения веществ, материалов и захоронения вредных веществ и отходов;
- 5) обеспечение экологических и санитарно-эпидемиологических требований при складировании и размещении отходов;
- 6) сокращение территорий нарушаемых и отчуждаемых земель путем опережающего до начала работ строительства автомобильных дорог по рациональной схеме;
- 7) предотвращение истощения и загрязнения подземных вод, в том числе применение нетоксичных реагентов при приготовлении промывочных жидкостей;
- 8) очистка и повторное использование буровых растворов;
- 9) ликвидация остатков буровых и горюче-смазочных материалов экологически безопасным способом.

Детализированные расчёты для месторождения приводятся в виде отдельного проекта в книге 4 «Оценка воздействия на окружающую среду» (ОВОС).

В проекте ОВОС рассмотрены и проанализированы: технологические решения и природоохранные меры; охарактеризованы последствия горных работ на месторождении на атмосферу, водную среду и земельные ресурсы. Рассмотрены способы и методы охраны недр и подземных вод, почвенно-растительного покрова, животного мира. Показано современное состояние природной и социально-экономической среды в районе намечаемых работ и оценено возможное воздействие на окружающую среду планируемых работ. В том числе выявлены и описаны:

- Существующие природно-климатические характеристики района расположения месторождения;
- Основные виды ожидаемых воздействий и источники воздействия;
- Характер и интенсивность предполагаемого воздействия на воздушную среду, территорию (почвы, подземные воды, растительность) и животный мир в процессе горных работ на месторождении.

Экологическое состояние территорий планируемых горных работ на месторождении характеризуется как удовлетворительное.

Планируемое место в горных работах на месторождении, технические и технологические решения, комплекс организационных и природоохранных

мероприятий в целом, обеспечивают достаточную экологическую безопасность, минимизируют степень воздействия горных работ на месторождении на окружающую среду и социальную сферу.

Последствия возможных аварийных ситуаций будут носить ограниченный и локальный характер и не приведут к катастрофическим и необратимым изменениям в природной среде.

Проектными решениями, в соответствии с существующими нормативными требованиями и природоохранным законодательством, предусмотрены необходимые технологические решения и комплекс организационных мер, которые позволят снизить до минимума негативное воздействие на природную среду, рационально использовать природные ресурсы региона.

РАЗДЕЛ 9 ПРОМЫШЛЕННАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ

Обеспечение промышленной безопасности предусматривает составление плана горных работ в соответствии с требованиями промышленной безопасности и разработку мероприятий по предупреждению и ликвидации аварий, несчастных случаев и профилактике профессиональных заболеваний, включающих в себя:

- 1) планирование и проведение мероприятий по предупреждению и ликвидации аварий;
- 2) приостановление работ в случае возникновения непосредственной угрозы жизни работников, выведение людей в безопасное место и осуществление мероприятий, необходимых для выявления опасности;
- 3) использование машин, оборудования и материалов, содержание зданий и сооружений в состоянии, соответствующем требованиям правил и норм безопасности и санитарных норм;
- 4) учёт, надлежащее хранение и транспортирование взрывчатых материалов и опасных химических веществ, а также правильное и безопасное их использование;
- 5) осуществление специальных мероприятий по прогнозированию и предупреждению внезапных прорывов воды, выбросов газов, полезных ископаемых и пород, а также горных ударов;
- 6) своевременное пополнение технической документации и планов ликвидации аварий данными, уточняющими границы зон безопасного ведения работ;
- 7) выполнение иных требований, предусмотренных законодательством Республики Казахстан о гражданской защите.

В процессе приемки в эксплуатацию открытых горных работ проверяются соответствие объекта проектной документации, готовность организации к его эксплуатации и действиям по локализации и ликвидации последствий аварии. Отклонения от проектной документации в процессе строительства, эксплуатации, консервации и ликвидации объекта открытых горных работ не допускаются.

При ведении открытых горных работ осуществляется контроль за состоянием бортов, траншей, уступов, откосов и отвалов. При разработке твёрдых полезных ископаемых контроль выполняется путём непрерывного автоматизированного наблюдения с применением современных радиоэлектронных и высокочастотных устройств, выполняющих функции оперативного мониторинга и раннего оповещения опасных сдвижений, и (или) путём инструментальных наблюдений с использованием высокоточных геодезических приборов. При обнаружении признаков сдвижения пород работы в опасной зоне прекращаются до ликвидации происшествия и выяснения причин.

Передвижение людей с уступа на уступ по взорванной горной массе допускается только при особой производственной необходимости и с разрешения лица контроля в каждом отдельном случае. Объекты открытых

горных работ по разработке твердых полезных ископаемых оснащаются системой позиционирования и автоматизированной системой диспетчеризации, мониторинга и учета фронта работ карьерных экскаваторов, управления буровыми станками с использованием спутниковой навигации, радиоэлектронными средствами и высокочастотными устройствами.

На объектах открытых горных работ при длине пути до рабочего места более 2,5 километров и (или) глубине работ более 100 метров организовывается доставка рабочих к месту работ на оборудованном транспорте. Маршруты и скорость перевозки людей утверждаются техническим руководителем организации (в случае принадлежности транспорта подрядной организации дополнительно согласовываются с руководителем подрядной организации). Площадки для посадки людей горизонтальные. Не допускается устройство посадочных площадок на проезжей части дороги. Перевозка людей в саморазгружающихся вагонах, кузовах автосамосвалов, грузовых вагонетках канатных дорог и транспортных средствах, не предназначенных для этой цели, не допускается.

Не допускается находиться людям в опасной зоне работающих механизмов, в пределах призмы возможного обрушения на уступах и в непосредственной близости от нижней бровки откоса уступа, а также вести работы на уступах при наличии нависающих козырьков, глыб крупных валунов, нависей из снега и льда без предварительной их ликвидации.

При работе на уступах проводится оборка откосов от нависей и козырьков и ликвидация заколов. Оборка откосов уступов выполняется преимущественно механизированным способом; ручная оборка допускается по наряду-допуску под непосредственным наблюдением лица контроля с отводом всех не занятых оборкой работников в безопасные места.

Работы на откосах уступов с углом более 35° выполняются по отдельному проекту организации работ в присутствии лица контроля с обязательным использованием рабочими предохранительных поясов с канатами, закреплёнными за надёжные опоры; предохранительные пояса и страховочные канаты имеют отметку о дате последнего испытания.

Открытые горные работы ведутся в соответствии с письменными (или в электронной форме) нарядами. При разработке месторождений твёрдых полезных ископаемых контроль выдачи нарядов и выполнения сменных заданий осуществляется в режиме реального времени с применением автоматизированной системы.

Физические лица, работающие на опасных производственных объектах, обязаны проходить обучение, инструктаж, переподготовку и проверку знаний по вопросам пожарной и промышленной безопасности в объёме и с периодичностью, установленными законодательством Республики Казахстан о гражданской защите.

Подготовке подлежат технические руководители, специалисты и рабочие, участвующие в технологическом процессе на опасном производственном объекте, эксплуатирующие и обслуживающие опасные

производственные объекты, а также работники проектных и иных организаций, привлекаемых к работам на опасных производственных объектах: для работников, выполняющих работы на опасных производственных объектах, обучение проводится не реже одного раза в год по программе продолжительностью не менее десяти часов; для технических руководителей, специалистов и инженерно-технических работников – не реже одного раза в три года по программе продолжительностью не менее сорока часов.

План горных работ разработан с учётом наилучшей практики осуществления специальных комплексных организационно-технических мероприятий, предусматривающих улучшение состава рудничной атмосферы, совершенствование технологии ведения горных работ и использования средств коллективной и индивидуальной защиты, направленных на предупреждение профессиональных заболеваний и производственного травматизма.

Состояние промышленной безопасности на месторождении характеризуется как удовлетворительное.

Детализированные расчёты для месторождения приводятся в виде отдельного проекта в книге 5 «Промышленная безопасность».

РАЗДЕЛ 10 ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

10.1. Расчет капитальных затрат

Содержание и последовательность расчётов, а также структура финансово-экономической модели соответствуют рекомендациям методического руководства по составлению, оформлению и порядку представления в ГКЗ материалов для обоснования кондиций на твёрдые полезные ископаемые, г. Астана, 2008 г. Экономическая оценка выполнена на стадии горно-обогатительного передела с получением товарной продукции из оцениваемых запасов полиметаллических руд месторождения в виде следующих концентратов: золотой из окисленной руды, свинцовый флотационный концентрат из сульфидной руды и цинковый флотационный концентрат из сульфидной руды для условий открытой разработки.

Недропользователь для отработки карьера планирует использовать услуги подрядной организации, то строительства объектов производственного назначения и объектов жилищно-гражданского назначения не предусматривается.

На золотополиметаллическом месторождении «Коскудук» будут использоваться ресурсы компании ТОО «Ер-Тай» поэтому в составе капитальных затрат карьера учтены: стоимость проектных и изыскательских работ; остаточная стоимость зданий и сооружений обогатительной фабрики, а также, инфраструктурных объектов, машин и оборудования вспомогательного назначения, согласно ведомости фиксированных активов ТОО «Ер-Тай».

Основным полезным компонентом руд месторождения, имеющим промышленную извлекаемую ценность, являются золото, свинец и цинк, попутным – серебро. Горно-геологические условия месторождения Коскудук позволяют вести его отработку открытым способом. Отработка запасов предусматривается в течение 6 лет.

Горные работы на руднике (добыча руды, ведение вскрышных работ и транспортировка вскрыши в отвал) осуществляет на договорной основе подрядная организация с использованием собственных технических средств (машин и оборудования), материальных и трудовых ресурсов.

Добытая руда автотранспортом доставляется на расстояние 81 км до Приозёрской обогатительной фабрики ТОО «Ер-Тай» для переработки флотационным методом.



Рисунок 23 - Расстояние от м. Коскудук до Приозерска

Капитальные затраты до начала добычи по контракту учтены по группам амортизации согласно бухгалтерской ведомости остаточной стоимости основных средств и составляют в тыс.USD:

- Здания и сооружения 658;
- Машины и оборудование 1 920;
- Компьютеры 11;
- Прочие 9 558.

Всего капитальные затраты до начала добычи 5 147 тыс.USD.

Товарной продукцией предприятия из руды месторождения «Коскудук» являются следующие концентраты: золотой из окисленной руды, свинцовый флотационный концентрат из сульфидной руды и цинковый флотационный концентрат из сульфидной руды.

Амортизационные отчисления рассчитаны по предельным нормам амортизации в соответствии с Налоговым Кодексом РК в редакции 2021 года. Расчёт капитальных затрат и амортизации не включает горнотранспортное оборудование, которое принадлежит подрядным организациям.

10.2. Расходы на эксплуатацию

Структура производственных мощностей при разработке месторождения Коскудук открытым способом состоит из основного и вспомогательного производств, которые работают по непрерывному типу производственного процесса вахтовым методом.

Продолжительность вахты 15 дней, продолжительность смены 12 часов, количество рабочих смен в сутки 2.

Для расчёта предполагаемой к выпуску товарной продукции предприятия использовались календарные графики ведения горных работ, а также показатели извлечения, рассчитанные согласно исследованиям представленным в разделе Технологическая часть.

В экономических расчётах принято фактическое штатное расписание работников, количество и состав горнотранспортного оборудования существующего рудника-аналога месторождения Дружное.

Так как месторождение находится в непосредственной близости к действующему горнодобывающему предприятию месторождения Дружное, эксплуатационные затраты по отдельным видам работ взяты по аналогии согласно информации предоставленной бухгалтерией ТОО «Ер-Тай». Удельные эксплуатационные затраты на производство товарной продукции приведены в таблице 36.

Таблица 36 - Удельные эксплуатационные затраты на производство товарной продукции

Наименование	Ед.изм.	Значение
1	2	3
обслуживание оборудования на руднике из расчёта на 1 куб.м горной массы	USD/м3	0.59
расходные материалы рудника на 1 куб.м горной массы	USD/м3	0.01
заработная плата рудника из расчёта на 1 куб.м горной массы	USD/м3	0.12
административно-управленческие расходы рудника на 1 куб.м горной массы	USD/м3	0.00
другие расходы рудника на 1 куб.м горной массы	USD/м3	0.02
всего затраты для 1 куб.м горной массы	USD/м3	0.57
обслуживание оборудования ОФ на 1 т руды	USD/т	7.48
расходные материалы ОФ на 1 т руды	USD/т	6.02
заработная плата для ОФ из расчёта на 1т руды	USD/т	0.13
административно-управленческие расходы ОФ на 1т руды	USD/т	0.90
другие расходы ОФ на 1т руды	USD/т	0.16
расходы офиса на 1т руды	USD/т	3.75
автотранспорт руды от рудника до обогатительной фабрики на 1т руды	USD/т	0.59

В состав эксплуатационных затрат входят также расходы по статьям контрактных обязательств недропользователя, которые в настоящей работе носят характер экспертных предположений и будут уточнены после заключения контракта на добычу:

- Отчисления на подготовку казахстанских кадров производятся в размере 1% от затрат на добычу понесенные недропользователем за предыдущий год.
- В соответствии с законодательством РК о недрах и недропользовании сумма отчислений в кластерный фонд на научно-исследовательские и опытно-конструкторские работы (НИОКР) производятся в размере 1% от затрат на добычу понесенные недропользователем за предыдущий год.
- Подписной бонус оплачен в полном объеме;
- Платежи за пользование земельными участками.

10.3. Налоги и другие платежи

В соответствии с требованиями Налогового кодекса Республики Казахстан (НК РК) учтены следующие налоги и платежи:

- налог на добычу полезных ископаемых (НДПИ) рассчитан в соответствии с Налоговым Кодексом РК;
- корпоративный подоходный налог. В соответствии со статьёй 313 НК РК налогооблагаемый доход подлежит обложению налогом по ставке 20 %;
- налог на имущество рассчитан в соответствии со статьями 519-521 НК РК, налоговой базой является среднегодовая балансовая стоимость зданий и сооружений, определённая по данным бухгалтерского учёта, налог на имущество выплачивается по ставке 1.5% к налоговой базе;
- социальный налог учтён в себестоимости продукции;
- плата за загрязнение окружающей среды (за размещение отходов обогащения и вскрышных пород) определена в соответствии с Налоговым Кодексом РК;
- плата за эмиссию определена в соответствии с Налоговым Кодексом РК.

10.4 Расчёт дохода от промышленной эксплуатации месторождения

Производимой на предприятии товарной продукцией является золотой, свинцовый и цинковый концентраты, поэтому в настоящем отчёте оценка запасов выполнена на стадии горно-обогатительного передела.

Промышленную извлекаемую ценность имеют золото, свинец, серебро и цинк. Цены на металлы обоснованы в разделе «Конъюнктурный обзор» и составляют соответственно свинец 2 302 USD/т; цинк 3 205 USD/т; золото 3429 USD/тр.унция; серебро 33,9 USD/тр.унция. Все расчёты произведены в тенге при курсе 510,6 тенге к USD и применена инфляция в размере 120% к расходам компании.

Цена на концентрат рассчитывается при следующих договорных условиях:

- Свинец – 95% от содержания свинца в концентрате, либо с минимальным

вычетом 3 (три) единицы на сухую метрическую тонну, (меньшее из двух), оплачивается по официальной котировке LME Cash Settlement на свинец металлический, усреднённой опубликованный в Metall Bulletin;

- Золото – 95% от окончательного содержания золота в концентрате, либо с минимальным вычетом 1,5 грамм на сухую метрическую тонну, (оплачивается наименьшее из двух), по котировке LBMA, усреднённой за котировальный период и опубликованный в журнале "Reuters";
- Серебро – 95% от окончательного содержания серебра в концентрате, либо с минимальным вычетом 50 грамм на сухую метрическую тонну, (оплачивается наименьшее из двух), по котировке LBMA,
- Цинк – при содержании менее 8% в концентрате не оплачивается. При содержании от 8% до 15% включительно, за вычетом 8 единиц, оплачивается в размере 15% от официальной котировки на ЛБМ CashSettlement, на цинк марки «SpecialHighGrade».
- Из полученной стоимости оплаченных металлов вычитается стоимость переработки концентрата в размере 238 USD на 1 СМТ и стоимость рафинирования золота и серебра 5 USD и 1.5 USD за каждую оплачиваемую тройскую унцию содержания золота и серебра в концентрате.

С учётом действующих договорных условий произведён расчёт цен продаж концентратов, для всех вариантов промышленных кондиций рассчитаны следующие экономические показатели:

- чистый денежный поток (чистая прибыль – инвестиции – оборотные средства + амортизация);
- интегральный денежный поток;
- чистая современная стоимость разработки месторождения (NPV) при различных ставках дисконтирования;
- внутренняя норма прибыли (IRR).

10.5 Финансово-экономическая модель

В таблице 37 приведена финансово-экономическая модель отработки запасов открытым способом до гор. +200 м.

№ п.п.	Наименование показателей	Всего	до начала добычи	2026	2027	2028	2029
1	2	3	4	5	6	7	8
1	Запасы руды в целике, тыс.т.	245		113	90	22	20
2	Содержание в запасах:						
3	Pb, %	1.80		1.60	1.98	1.85	1.99
4	Zn, %	2.63		2.81	2.54	2.38	2.35
5	Au, г/т	0.72		0.69	0.74	0.79	0.76
6	Ag, г/т	30.77		28.93	32.12	32.25	33.50
7	Количество в запасах:						
8	Pb, т	4 407		1 810	1 786	411	400
9	Zn, т	6 468		3 179	2 290	527	472
10	Au, кг	177		78	67	17	15
11	Ag, кг	7 555		3 269	2 900	714	672
12	Показатели добычи руды						
13	потери, %	4		4.0	4.0	4.0	4.0
14	разубоживание, %	14.0		14.0	14.0	14.0	14.0
15	эксплуатационный коэффициент вскрыши, м ³ /т	58.63		69.43	54.35	41.22	43.85
16	Объем горной массы, тыс. м ³	16 153		8 022	6 116	1 026	990
17	Вскрыша при открытой добыче, тыс. м ³	16 067		7 982	6 084	1 019	982
18	Эксплуатационные запасы руды, тыс. т	274		115	112	25	22
19	Содержание в эксплуатационных запасах руды:						
20	Pb, %	1.54		1.38	1.70	1.59	1.55
21	Zn, %	0.06		0.06	0.06	0.07	0.07
22	Au, г/т	0.49		0.34	0.57	0.68	0.65
23	Ag, г/т	26.58		24.88	27.62	27.74	28.81

24	Количество в эксплуатационных запасах руды:						
25	Pb, т	4 231		1 584	1 905	394	348
26	Zn, т	171		68	71	17	15
27	Au, кг	134		39	64	17	15
28	Ag, кг	7 283		2 860	3 092	685	645
29	Производительность по добыче руды, тыс. т	274		115	112	25	22
30	Показатели переработки на флотационной обогатительной фабрике						
31	Свинцовый концентрат						
32	Извлечение в концентрат: Pb, %	84.5		84.5	84.5	84.5	84.5
33	Au, %	89.5		89.5	89.5	89.5	89.5
34	Ag, %	86.4		86.4	86.4	86.4	86.4
35	Zn, %	75.5		75.5	75.5	75.5	75.5
36	Содержание в концентрате: Pb, %	27.6		27.6	27.6	27.6	27.6
37	Au, г/т	9.3		7.1	9.9	12.4	12.3
38	Ag, г/т	486		510	458	491	523
39	Zn, %	1.0		1.1	0.9	1.0	1.0
40	Выход концентрата, %	4.73		4.22	5.21	4.88	4.76
41	Производительность по концентрату, тыс. т	13.0		4.9	5.8	1.2	1.1
42	Количество в концентрате: Pb, т	3 574		1 338	1 609	333	294
43	Au, кг	120		35	57	15	13
44	Ag, кг	6 293		2 471	2 672	592	558
45	Zn, т	129		51	54	13	11
46	Цена тонны свинцового концентрата, USD/т	1 821		1 404	1 694	2 091	2 093
47	при биржевой цене металлов:						
48	Pb, USD/т	2 302		2 260	2 281	2 312	2 354
49	Zn, USD/т	3 205		2 769	3 276	3 364	3 412
50	Au, USD/унц.	3 429		3 312	3 425	3 562	3 417
51	Ag, USD/унц.	33.9		32	33	35	36
52	Показатели реализации товарной продукции, тыс.USD						

53	доход от реализации свинцового концентрата, тыс.USD	21 449		6 809	9 883	2 525	2 231
54	инфляция по CAPEX, %	10.3		11.6	7.6	10.8	11.0
55	инфляция по OPEX, %	11.5		13.0	8.5	12.1	12.3
56	курс USD/KZT, д.е.	498.6		456.2	469.2	520.2	548.7
57	Производственные расходы на единицу в USD :						
58	обслуживание оборудования на руднике из расчёта на 1 куб.м горной массы	0.59		3.59	3.45	3.56	3.57
59	расходные материалы рудника на 1 куб.м горной массы	0.01		0.09	0.09	0.09	0.09
60	заработная плата рудника из расчёта на 1 куб.м горной массы	0.12		0.75	0.72	0.75	0.75
61	административно-управленческие расходы рудника на 1 куб.м горной массы	0.00		0.01	0.01	0.01	0.01
62	другие расходы рудника на 1 куб.м горной массы	0.02		0.15	0.14	0.15	0.15
63	обслуживание оборудования ОФ на 1 т руды	0.57		0.49	0.47	0.48	0.49
64	расходные материалы ОФ на 1 т руды	7.48		6.37	6.12	6.32	6.34
65	заработная плата для ОФ из расчёта на 1т руды	6.02		5.13	4.93	5.09	5.10
66	административно-управленческие расходы ОФ на 1т руды	0.13		0.11	0.10	0.11	0.11
67	другие расходы ОФ на 1т руды	0.90		0.77	0.74	0.76	0.76
68	расходы главного офиса на 1т руды	0.16		0.18	0.17	0.18	0.18
69	автотранспорт руды от рудника до обогатительной фабрики на 1т руды	3.75		4.24	4.07	4.20	4.21
70	расходы по реализации на 1т концентрата						
71	проектные работы и другие расходы на 1т руды	0.30		0.34	0.33	0.34	0.34
72	Производственные расходы в тыс.USD:	19 952		6 145	5 476	5 121	3 211
73	Рудник						
74	стоимость обслуживания и ремонт оборудования рудника	9 587		2 811	2 730	2 431	1 615
75	стоимость расходных материалов рудника	241		71	69	61	41
76	заработная плата и начисления рудника	2 011		590	573	510	339
77	административно-управленческие расходы рудника	18		5	5	5	3

78	другие расходы рудника	398		117	113	101	67
79	Флотационная обогатительная фабрика						
80	стоимость обслуживания оборудования фабрики	157		51	43	40	22
81	стоимость расходных материалов для фабрики	2 049		668	564	529	287
82	заработная плата и начисления по фабрике	1 649		538	454	426	231
83	административно-управленческие расходы по фабрике	35		11	10	9	5
84	другие расходы по фабрике	247		81	68	64	35
85	Общепроизводственная деятельность						
86	расходы главного офиса	125		41	34	32	18
87	автотранспорт руды от рудника до обогатительной фабрики	1 395		455	384	360	196
88	расходы по реализации, включая транспорт концентратов						
89	Налоги и отчисления, тыс.USD	5 023		1 368	1 316	1 258	1 081
90	Ставки налога на добычу, %						
91	Pb	10.40%		10.40%	10.40%	10.40%	10.40%
92	Zn	10.50%		10.50%	10.50%	10.50%	10.50%
93	Au	7.50%		7.50%	7.50%	7.50%	7.50%
94	Ag	7.50%		7.50%	7.50%	7.50%	7.50%
95	Налог на добычу, тыс.USD	5 163		2 223	1 994	495	451
96	Pb	1 046		425	424	99	98
97	Zn	2 067		924	788	186	169
98	Au	1 449		621	552	150	126
99	Ag	601		252	231	60	58
100	Прочие налоги и отчисления, тыс.USD	972		284	261	244	183
101	отчисления в ликвидационный фонд	200		61	55	51	32
102	обучение казахстанских специалистов и образовательные гранты	200		61	55	51	32
103	отчисления на науку и инновации	200		61	55	51	32
104	отчисления на социально-экономическое развитие региона	40		10	10	10	10

105	плата за загрязнение окружающей среды	289		78	76	70	65
106	налог на имущество	40		10	10	10	10
107	другие налоги и платежи	4		1	1	1	1
108	Амортизационные отчисления, тыс.USD	5 855		1 374	1 716	1 477	1 288
109	Проценты по кредитам, полученным в банках, тыс.USD						
110	Всего вычетов из дохода (производственные расходы + налоги и отчисления + амортизация + проценты по кредитам), тыс.USD	30 831		8 887	8 507	7 855	5 580
111	Прибыль до вычета амортизации, тыс.USD	-3 527		-704	3 091	-3 854	-2 061
112	Производственная прибыль (доход - все вычеты из дохода), тыс.USD	-9 382		-2 078	1 376	-5 331	-3 349
113	Прибыль/убыток с учётом возмещения накопленного убытка за пять предшествующих лет, тыс.USD			-2 078	1 376	-5 331	-3 349
114	Налогооблагаемая прибыль с учётом возмещения накопленного убытка, тыс.USD	1 376			1 376		
115	Ставка корпоративного подоходного налога, %			5%	5%	5%	5%
116	Налог на прибыль, тыс.USD	69			69		
117	Налог на сверхприбыль, тыс.USD						
118	Прибыль до выплаты основной суммы кредитов (производственная прибыль - налог на прибыль), тыс.USD	1 210		-2 078	1 307	5 331	-3 349
119	Выплата основной суммы кредитов, полученных в банках, тыс.USD						
120	Чистая прибыль (производственная прибыль - налог на прибыль - выплата основной суммы кредитов полученных в банках), тыс.USD	1 210		-2 078	1 307	5 331	-3 349
121	Капитальные вложения (инвестиции), тыс.USD :	5 147	5 147				
122	здания и сооружения, группа 1	5 540	658	2 353	2 268	130	131
123	машины и оборудование, группа 2	5 903	1 920	1 734	1 672	288	289
124	канцелярские машины и компьютеры, группа 3	41.3	11	13	13	2	2
125	основные средства, не вошедшие в 1, 2 и 3 группы, группа 4	4 113	2 558	677	653	113	113
126	Списание ОС, тыс.USD :						
127	здания и сооружения, группа 1						

128	машины и оборудование, группа 2						
129	канцелярские машины и компьютеры, группа 3						
130	основные средства, не вошедшие в 1, 2 и 3 группы, группа 4						
131	Остаточная стоимость ОС, тыс.USD :						
132	здания и сооружения, группа 1			2 709	4 480	4 149	3 852
133	машины и оборудование, группа 2			2 740	3 309	2 698	2 240
134	канцелярские машины и компьютеры, группа 3			14	16	11	8
135	основные средства, не вошедшие в 1, 2 и 3 группы, группа 4			2 750	2 892	2 554	2 267
136	специальная группа						
137	Чистый денежный поток (чистая прибыль - инвестиции + амортизация), тыс.USD	7 066	-5 147	-704	3 023	6 808	-2 061
138	Интегральный денежный поток, тыс.USD:		-5 147	-5 851	-2 828	3 980	1 919
139	Чистая современная стоимость разработки месторождения (NPV) при различных ставках дисконтирования, тыс.USD:						
140	при @=5%	1 057					
141	при @=10%	381					
142	при @=15%	-152					
143	при @=20%	-574					
144	при @=25%	-907					
145	при @=30%	-1 171					
146	при @=40%	-1 545					
147	Внутренняя норма прибыли (IRR), %	13					
148	Срок окупаемости по интегральному денежному потоку, лет	2		1	1		
149	Рентабельность, %	30		-23	16	-68	-60

Расчёт экономической эффективности разработки выполнен при условии использования собственного капитала без привлечения банковских кредитов, с тем, чтобы можно было оценить ставку возврата на вкладываемый в разработку месторождения капитал до банковского финансирования проекта.

Как видно из таблицы 2.12, доход от реализации товарной продукции за весь период составляет 30.831 млн.USD, чистая прибыль 1.210 млн.USD.

Денежный поток за весь период, рассчитанный с учётом объёма капитальных вложений, движения оборотного капитала и остаточной стоимости основных фондов, на конец отработки составит +7.066 млн.USD.

Срок окупаемости капитальных вложений составит 2 года, при сроке обеспеченности месторождения запасами на 4 лет.

Проект является рентабельным, внутренняя норма прибыли предприятия оценивается в 13%.

10.6 Анализ чувствительности

Анализ чувствительности результирующих показателей финансово-экономической модели выполнен по оценке устойчивости влияния к колебаниям основных экономических параметров: цен на конечную продукцию, капитальных затрат и эксплуатационных расходов.

Чувствительность финансово-экономической модели к изменению перечисленных факторов отображена графически на

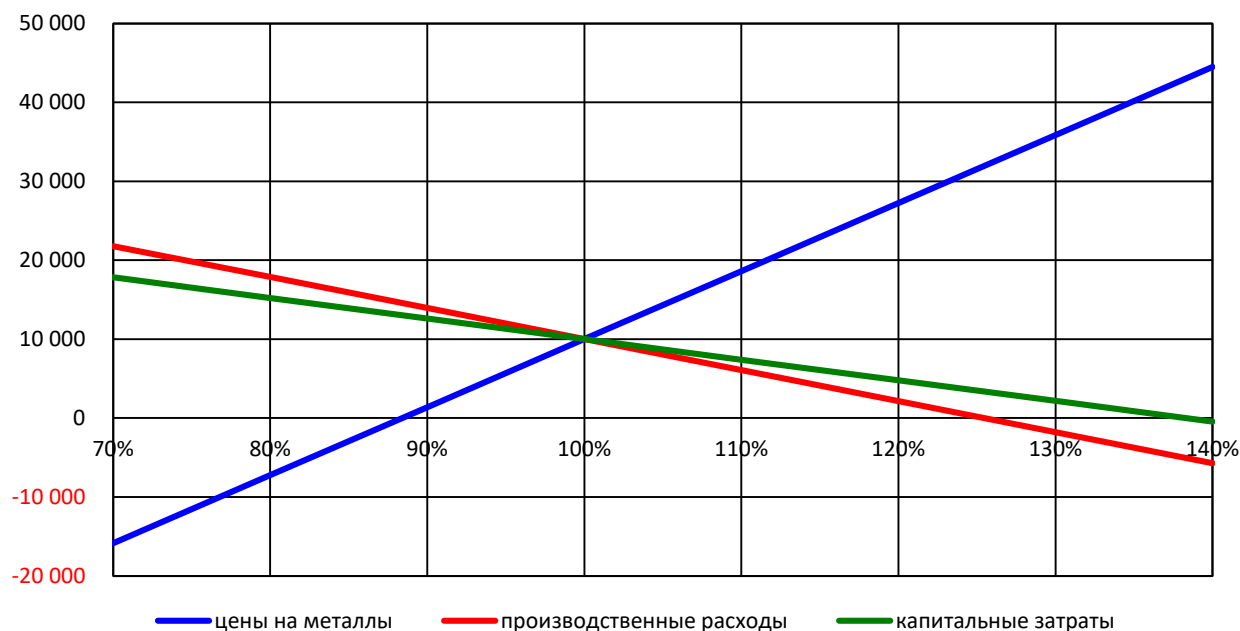


Рисунок 24 - Анализ чувствительности

Из графика видно, что проект до точки безубыточности выдерживает снижение цен на металлы, а также выдерживает повышение производственных расходов. При ставке дисконтирования 10% NPV составляет 381 тыс.USD.

Анализ чувствительности финансово-экономической модели к колебаниям основных экономических параметров в пределах $\pm 10\%$ показывает, что проект является устойчивым к возможному снижению цен на металлы, а также к росту эксплуатационных затрат. Наиболее устойчивым проект является к изменению капитальных вложений.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

- 1) Кодекс Республики Казахстан «О недрах и недропользовании» с изменениями и дополнениями, утверждён Законом Республики Казахстан от 02.01.2021 года № 401-VI и введён в действие с 01.03.2021 г
- 2) «Инструкция по составлению плана горных работ», утверждена приказом Министра по инвестициям и развитию Республики Казахстан №351 18.05.2018 года и введена в действие с 29.06.2018 г
- 3) Нормы технологического проектирования горнорудных предприятий цветной металлургии с открытым способом разработки, ВНТП35-86,-М: Минцветмет СССР,1986
- 4) Жуков М.И. «Отчет по поискам стратифицированных полиметаллических месторождений в пределах Тасарал-Кызылэспинского антиклинория», Фонды ТУ «Центрказнедра», 1974г.
- 5) Калинин Л.С. «Геологическое строение и полезные ископаемые Тасарал-Кызылэспинского среднего массива» L-43-52-Б, Фонды ТУ «Центрказнедра»
- 6) Могилин В.С., Буханцов С.Г., Казанцев О.П., Оспанов С.А. «Отчет по доразведке золотополиметаллического месторождения Коскудук с технико-экономическим обоснованием кондиций и подсчетом запасов по состоянию на 01.07.2001г. (цинк, свинец, золото, серебро) Карагандинская область, Актогайский район, ТОО «Нурдаулет», г.Астана, 2001г.
- 7) Садыков Ч.К., Рахымбай З.С., Азимжанов И.И. «Технический отчет по результатам гидрогеологических изысканий для месторождения «Коскудук», ТОО «АлматыГеоЦентр», г.Алматы, 2022г.
- 8) Тажиева А.А. «Отчет о лабораторных исследованиях на физико-механические свойства проб участка Коскудук», ТОО АлматыГеоЦентр», Лаборатория инженерно-геологических исследований, г.Алматы, 2022г.
- 9) Приказ Министра по инвестициям и развитию Республики Казахстан от 30 декабря 2014 года № 343. Зарегистрирован в Министерстве юстиции Республики Казахстан 12 февраля 2015 года № 10244 «Об утверждении Правил обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов»
- 10) Приказ Министра по инвестициям и развитию Республики Казахстан от 30 декабря 2014 года № 352. Зарегистрирован в Министерстве юстиции Республики Казахстан 13 февраля 2015 года № 10247 «Об утверждении Правил обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы»
- 11) Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров, -Л: ВНИМИ,1972
- 12) Фисенко Г.Л. Устойчивость бортов карьеров, -М.: Недра,1965

- 13) Попов И.И., Окатов Р.П., Низаметдинов Ф.К., Механика скальных массивов и устойчивость карьерных откосов, -Алма-Ата: Наука,1986
- 14) Временные методические указания по управлению устойчивости бортов карьеров цветной металлургии,-М: Унипромедь,1989
- 15) Справочник. Открытые горные работы. К.Н.Трубецкой, М.Г.Потапов, К.Е.Виницкий, Н.Н.Мельников и др., -М: Горное бюро, 1994
- 16) А.И.Борохович, В.В.Гусев, Стационарные машины и установки на открытых горных работах, -М.:1964
- 17) Протокол заседания Государственной комиссии по запасам полезных ископаемых Республики Казахстан №2513-22-У от 20.12.2022