

Частная Компания «Red Metal Group Ltd.»
Товарищество с ограниченной ответственностью «Два Кей»

«Утверждаю»
Главный исполнительный директор
ЧК «Red Metal Group Ltd.»
Батталов Н.М.
_____ **2026г.**



ПЛАН ГОРНЫХ РАБОТ
свинцового месторождения Аксоран в Шетском районе
Карагандинской области

Книга 2
Технологическая часть (горная и горно-механическая)
Пояснительная записка

Генеральный проектировщик:

ТОО «Два Кей»

Генеральный директор

Каменский Н. Г.



Алматы 2026 г.



СОСТАВ ПРОЕКТА

Книга	Наименование	Исполнитель
1	Геологическая часть. Пояснительная записка	ТОО «Два Кей»
2	Технологическая часть (горная и горно- механическая). Пояснительная записка	ТОО «Два Кей»
3	Технико-экономическое обоснование	ТОО «Два Кей»
4	Декларация промышленной безопасности	ТОО «Два Кей»
5	Промышленная безопасность и охрана труда, пожарная безопасность	ТОО «Два Кей»
6	План ликвидации	ТОО «Два Кей»
7	Оценка воздействия на окружающую среду	ТОО «Два Кей»



СПИСОК ИСПОЛНИТЕЛЕЙ

Главный инженер проекта	Темирханов К.К.	
Ведущий специалист ГИС	Бондаренко В. Л.	
Ведущий горный инженер	Шарафутдинов Д.К.	
Горный инженер-геолог	Аскаров И. М.	
Старший инженер конструктор	Болатов Р.Х.	
Заместитель генерального директора	Маслова И. В.	
Эколог	Косаева А. С.	
Ведущий экономист	Гареева – Шишкова Л. Р.	
Начальник службы охраны труда, техники безопасности и радиационной безопасности	Тулеева С. В.	
Специалист по геодезии	Кабдылова А.А.	



ОГЛАВЛЕНИЕ

СПИСОК ИСПОЛНИТЕЛЕЙ.....	3
СПИСОК ТАБЛИЦ.....	7
СПИСОК РИСУНКОВ.....	9
СПИСОК ТЕКСТОВЫХ ПРИЛОЖЕНИЙ.....	10
СПИСОК ГРАФИЧЕСКИХ ПРИЛОЖЕНИЙ	10
ВВЕДЕНИЕ	12
ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ	13
1 ГЕОЛОГИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ И ЗАПАСЫ.....	13
1.1 Общие сведения	13
1.2 Сведения о запасах Аксоранского месторождения.....	14
1.3 Исторические сведения о запасах	14
1.4 Современная оценка минерализации и минеральных ресурсов	15
1.5 Сопоставление исторических запасов и современной оценки	16
1.5 Орогидрография и климат.....	17
1.6 Гидрогеологические условия.....	20
1.6.1 Краткая гидрогеологическая характеристика района	20
1.6.2 Гидрогеологическая характеристика месторождения Аксоран	25
2 ГОРНЫЕ РАБОТЫ	30
2.1 Инженерно-геологические и горнотехнические условия разработки месторождения.....	30
2.2 Границы и параметры карьеров (инженерные карьеры на конец отработки).....	31
2.3 Потери и разубоживание.....	31
2.4 Обоснование выемочной единицы.....	35
2.5 Режим работы и производительность карьера.....	36
2.6 Обеспеченность готовыми к выемке запасами	41
2.7 Система разработки	41
2.8 Буровзрывные работы.....	43
2.8.1 Техника и технология буровзрывных работ.....	43
2.8.2 БВР и диаметр скважин	45
2.8.3 Расчет количества буровых станков	50
2.8.4 Заоткоска уступов	53
2.8.5 Расчет радиусов опасных зон	54
2.8.6 Определение сейсмических безопасных расстояний при взрывах.....	55
2.9 Выемочно-погрузочные работы	56



2.9.1	Выбор и обоснование оборудования	56
2.9.2	Расчет производительности	57
2.9.3	Расчетный парк оборудования	59
2.10	Карьерный транспорт	61
2.10.1	Расчет транспортной работы	62
2.10.2	Парк откаточного оборудования.....	66
2.11	Схема карьерных транспортных коммуникаций	70
2.11.1	Внутрикарьерные дороги	70
2.12	Отвальные дороги	73
2.13	Организация движения.....	73
2.14	Вентиляция и борьба с пылью	76
3	ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕ	82
3.1	Выбор способа и технологии отвалообразования. Форма и конфигурация отвалов пустых пород	82
3.2	Технология и организация работ при автомобильно-бульдозерном отвалообразовании	82
3.3	Расчет производительности бульдозера	83
4	СКЛАДИРОВАНИЕ	87
4.1	Складирование руды. Форма и конфигурация рудных складов.....	87
4.2	Складирование почвенно-растительного слоя.....	87
5	ВОДООТЛИВ	90
5.1	Обоснование карьерного водоотлива.....	90
5.2	Выбор расчетных гидрогеологических параметров	90
5.3	Водопритоки подземных вод в горные выработки	90
5.4	Водопритоки поверхностных вод в горные выработки	90
5.5	Водоотведение поверхностных вод из-под отвалов.....	91
5.6	Водохозяйственный баланс	92
5.7	Расчет водоводов	93
5.8	Организация внутрикарьерного стока и карьерного водоотлива	95
5.8.1	Дождевая сеть	95
5.8.2	Водосборник	95
5.8.3	Насосные станции	95
5.8.4	Трубопроводы	96
5.8.5	Пруд-накопитель	96
6	ШТАТНОЕ РАСПИСАНИЕ	98
7	ГЕНЕРАЛЬНЫЙ ПЛАН.....	101
7.1	Основные объекты месторождения	101



8 ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ, СИЛОВОЕ ЭЛЕКТРООБОРУДОВАНИЕ И ЭЛЕКТРИЧЕСКОЕ ОСВЕЩЕНИЕ.....	101
8.1 Защитное заземление	106
8.2 Автоматизация	107
9 РЕКУЛЬТИВАЦИЯ ЗЕМЕЛЬ, НАРУШЕННЫХ ГОРНЫМИ РАБОТАМИ	108
9.1 Рекультивация нарушенных земель.....	108
9.2 Краткая характеристика земель на площади работ	108
9.3 Мероприятия по рациональному использованию почвенно-растительного слоя.....	109
10 РАЦИОНАЛЬНОЕ И КОМПЛЕКСНОЕ ОСВОЕНИЕ НЕДР.....	111
10.1 Выемочная единица	111
10.2 Охрана недр.....	111
10.3 Геолого-маркшейдерское обеспечение горных работ	112
10.4 Мониторинг состояния устойчивости прибортовых массивов карьера.....	113
СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ.....	116
ПРИЛОЖЕНИЯ	118
СПИСОК ТЕКСТОВЫХ ПРИЛОЖЕНИЙ.....	118



СПИСОК ТАБЛИЦ

Таблица 1-1 Запасы месторождения по материалам подсчета 1951 года	14
Таблица 1-2 Запасы, представленные на рассмотрение ВКЗ.....	15
Таблица 1-3 Запасы Аксоранского месторождения по состоянию на 01.10.1952г.....	15
Таблица 1-4 Минерализация месторождения Аксоран	16
Таблица 1-5 Оценка минеральных ресурсов для ОГР.....	16
Таблица 1-6 Среднемноголетняя температура воздуха	20
Таблица 1-7 Испарение с водной поверхности мм.	20
Таблица 1-8 Среднегодовая роза ветров.	20
Таблица 2-1 Значение потерь и разубоживания (Пт и Рт),%	32
Таблица 2-2 Поправочные коэффициенты.....	32
Таблица 2-3 Календарный график горных работ.....	37
Таблица 2-4 Северный карьер	38
Таблица 2-5 Южный карьер.....	39
Таблица 2-6 Северный карьер (руда).....	40
Таблица 2-7 Южный карьер (руда).....	40
Таблица 2-8 Обеспеченность карьера запасами руды по степени готовности к добыче	41
Таблица 2-9 Структура комплексной механизации карьеров.....	42
Таблица 2-10 Эталонный удельный расход ВВ	45
Таблица 2-11 Расчет буровзрывных параметров	49
Таблица 2-12 Расход ВВ на один массовый взрыв (расчет на максимальный годовой объем).....	50
Таблица 2-13 Расход дизтоплива и смазочных материалов	52
Таблица 2-14 Расчет радиуса опасной зоны по разлету кусков	55
Таблица 2-15 Расчет производительности экскаваторов.....	58
Таблица 2-16 Расчеты парка оборудования	60
Таблица 2-17 Сводные технико-экономические показатели выемочно- погрузочных работ	60
Таблица 2-18 Расчет технических показателей норм расхода ГСМ.....	61
Таблица 2-19 Технические характеристики Sany SKT90S:	61
Таблица 2-20 Расчет времени погрузки самосвала	64
Таблица 2-21 Продолжительность одного рейса автосамосвала	65
Таблица 2-22 Необходимый парк откаточного оборудования	68
Таблица 2-23 Расход диз.топлива, масла и смазки за год	68
Таблица 2-24 Расход шин карьерных автосамосвалов.....	69
Таблица 2-25 Параметры технологических автомобильных дорог.....	70
Таблица 2-26 Пропускная и провозная способность двухполосной автодороги при одностороннем движении в одном направлении	73
Таблица 2-27 Перечень машин и механизмов для ремонта и обслуживания автомобильных дорог	76



Таблица 3-1 Расчет производительности бульдозеров	84
Таблица 3-2 Техническая характеристика бульдозера CAT D9R:	85
Таблица 3-3 Сводные технико-экономические показатели бульдозеров	86
Таблица 4-1 Расход горюче-смазочных материалов бульдозеров	89
Таблица 5-1 Расчёт технического водопотребления на максимальный год развития карьера	92
Таблица 5-2 Водохозяйственный баланс	93
Таблица 5-3 Техническая характеристика проектируемых водоотливных установок.....	95
Таблица 6-1 Численность трудящихся по специальностям горного производства.....	98
Таблица 8-1 Расчет электрических нагрузок.....	103
Таблица 8-2 Годовой расход дизельного топлива для мачт освещения	106
Таблица 10-1 Периодичность маркшейдерских наблюдений за состоянием откосов карьеров в зависимости от скорости смещений.....	114



СПИСОК РИСУНКОВ

Рисунок 2-1 Схема к расчету потерь и разубоживания.....	34
Рисунок 2-2 Дизайн карьера на конец отработки	36
Рисунок 2-3 Размещение бурового станка на уступе	44
Рисунок 2-4 Схема щелеобразования на предельном контуре уступа	53
Рисунок 2-5 Типовое поперечное сечение постоянных и временных технологических автодорог.	71
Рисунок 2-6 Схема проветривания карьера.....	78
Рисунок 2-7 Роза ветров в районе пос. Акжал.....	78
Рисунок 3-1 Схема бульдозерного отвалообразования пустых пород	83
Рисунок 8-1 Осветительная мачта типа Atlas Copco QLT H50	102
Рисунок 8-2 Передвижная дизельная электростанция типа ЭД 16-Т400-1РП	103



СПИСОК ТЕКСТОВЫХ ПРИЛОЖЕНИЙ

№	Наименование текстового приложения
1	Лицензия проектной организации ТОО «Два Кей» №01919Р от 28.04.2017г
2	Техническое задание к договору
3	Протокол общественных слушаний от ____ г
4	Экспертное заключение на соответствие требованиям и нормам в области обеспечения промышленной безопасности от ____ г.
5	Заключение государственной экологической экспертизы на план ликвидации №KZ от ____ г

СПИСОК ГРАФИЧЕСКИХ ПРИЛОЖЕНИЙ

№	Наименование	№ приложения	Кол-во листов	Масштаб
1	Геологическая карта Аксоранского месторождения	1	1	1:5 000
2	Геологический разрез по линии Г-Г	2	1	1:1 000
3	Геологический разрез по линии Е-Е	3	1	1:1 000
4	Положение горных работ на конец 2-го года отработки	4	1	1:2 000
5	Положение горных работ на конец 5-го года отработки	5	1	1:2 000
6	Положение горных работ на конец 10-го года отработки	6	1	1:2 000
7	Положение горных работ на конец 18-го года отработки	7	1	1:2 000
8	Схема расположения проектируемых геологоразведочных скважин	8	1	1:2 000
9	Разрез по линии Б-Б с проектными геологоразведочными скважинами	9	1	1:1 000
10	Разрез по линии В-В с проектными геологоразведочными скважинами	10	1	1:1 000
11	Разрез по линии Г-Г с проектными геологоразведочными скважинами	11	1	1:1 000
12	Разрез по линии Д-Д с проектными геологоразведочными скважинами	12	1	1:1 000
13	Разрез по линии Е-Е с проектными геологоразведочными скважинами	13	1	1:1 000
14	Разрез по линии Ж-Ж с проектными геологоразведочными скважинами	14	1	1:1 000



15	Схема расположения горнотранспортного оборудования в карьере	15-1	1	
16	Схема расположения горнотранспортного оборудования в карьере	15-2	1	
17	Технологическая схема работы гидравлического экскаватора	16	1	
18	Схема бульдозерного отвалообразования	17	1	



ВВЕДЕНИЕ

Территория Аксоранского месторождения административно находится на территории Шетского района Карагандинской области, в 80 км юго-восточнее железнодорожной станции Агадырь и расположена в географических координатах $75^{\circ}26^I - 75^{\circ}40^I$ в.д, $47^{\circ}45^I - 47^{\circ}50^I$ с.ш.

Ближайший населенный пункт-село Акжал, расположен в 35 км к востоку от месторождения.

Открыта в 1931 году. С 1947 года по 1957 год проведена разведка. Северный участок скарнов разведан с поверхности канавами, а на глубину скважинами по сети 50х100 м. Центральный и Южный разведаны скважинами по сети 100х100 м.

Основной рудный минерал галенит образует рассеянные вкрапленники, гнезда, скопления неправильной формы и прожилки, размером до 4 мм. Распространены также пирит, пирротин, сфалерит.

Ландшафт Аксоранского месторождения полиметаллических руд представлен типичными для Западного Прибалхашья мелкосопочником с широкими, плоскими долинами и четко вырисовывающимися на всхолмленной поверхности одиночными, сглаженными сопками и цепочками расчлененных возвышенностей.



ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ

1 ГЕОЛОГИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ И ЗАПАСЫ

1.1 Общие сведения

Аксоранское месторождение входит административно в состав Шетского района Карагандинской области Республики Казахстан и расположена в границах географических координат:

73°26' — 73°34' В.Д.

47°45' — 47°50' С.Ш.

(планшеты L-43–3 и L-43–4 международной разграфки).

Месторождение находится в 300 км к югу от г.Караганда, в 180 км от районного центра Аксу-Аюлы, в 55 км от ближайшего административного пункта пос. Акчатау (поселковый совет, почта, госбанк, больница) и в 80 км к юго-востоку от ст. Агадырь, Карагандинской ж.д.

От пос. Акчатау проложена шоссированная дорога (110 км) до ст. Агадырь, где сосредоточены перевалочные базы ТОО «Nova Цинк» и других организаций.

Через Аксоранское месторождение проходит сеть грунтовых дорог, связывающих его с рудниками Акжал (44 км), железнодорожными станциями Агадырь (90 км), Киик (62 км) Тасага (50 км) и Балхашем (200 км).

Транспортная связь по району поддерживается автомашинами в течение 8–9 месяцев (апрель–ноябрь), а по шоссированной дороге Акчатау — Агадырь круглогодично.

Аксоранское месторождение лежит в центре горно-рудного района с многочисленными редко-метальными (Акчатау, Селтей и др.), полиметаллическими (Кзыл-Эспе, Акчагыл, Акжал, Каскайгыр, Акжартас и др.) и медными (Успенское, Коунрадское и т.д.) месторождениями, находящимися в разведке и эксплуатации.

Наличие в районе крупных горно-добывающих предприятий (Коунрад, Саяк и др.) металлургического завода (Балхашский медеплавильный завод) и свинцово-цинковых месторождений с идентичными Аксоранскому месторождению рудами (Акжал и др.) благоприятствует детальной разведке и промышленному освоению Аксоранского месторождения.

В 35–40 км к востоку от месторождения проходит высоковольтная линия ТЭЦ Балхашского завода, а в 55 км (по воздушной линии) расстилается долина р.Жамши, обладающая крупными водными ресурсами.

В 1.5 км на север и юг от месторождения имеются два родника (северный с постоянным эксплуатационным расходом 6–7 л/сек, южный 3–4 л/сек.), воды которые использовались для бытовых и производственных нужд ГРП.

Сглаженность рельефа, каменистость почв и ограниченность атмосферных осадков позволяют в течение 8–9 месяцев беспрепятственно совершать автопробеги по грунтовым дорогам и автотрассам района.

Ресурсы местного топлива (арча, низкорослая осина, тальник кустарники) крайне ограничены. В качестве топлива применяется



исключительно Карагандинский каменный уголь, крупные запасы которого и короткий путь транспортировки гарантируют бесперебойность снабжения топливом.

Окружающие месторождение сопки сложены плитняковым гранитом — высококачественным строительным камнем, на территории же месторождения обнажаются плотные мраморированные известняки и мраморы, которые могут быть использованы в качестве декоративного строительного материала и для выжига извести.

Отрицательными факторами в экономике месторождения являются отсутствие строительного леса, отдаленность промышленной воды (р. Жамши), малонаселенность района.

1.2 Сведения о запасах Аксоранского месторождения

Аксоранское полиметаллическое месторождение характеризуется свинцово-цинковым оруденением. Исторические сведения о запасах месторождения приведены по материалам Всесоюзной комиссии по запасам полезных ископаемых (ВКЗ), а также по результатам более поздней авторской оценки минерализации и минеральных ресурсов, выполненной СДТ УГМК.

1.3 Исторические сведения о запасах

Первоначально запасы Аксоранского полиметаллического месторождения были утверждены ВКЗ 28 февраля 1951 г., протокол № 6683. По категории С₁ было утверждено 42,2 тыс. т свинца при среднем содержании свинца в руде 0,86 %.

По материалам подсчета запасов 1951 г. запасы месторождения приведены в таблице 1.1

Таблица 1-1 Запасы месторождения по материалам подсчета 1951 года

Категория запасов	Руда, тыс. т	Среднее содержание Pb, %	Свинец, тыс. т
С ₁	4 911,5	0,86	42,2
С ₂	213,0	1,04	2,2
Всего	5 124,5	0,88	45,0

В дальнейшем, по результатам геолого-разведочных работ за последующие два года, был подготовлен отчет «Отчет о геолого-разведочных работах и подсчет запасов по Аксоранскому свинцово-цинковому месторождению в Центральном Казахстане по состоянию на 1 октября 1952 года». Авторы отчета: Ракитин А.Н., Королёв Б.К.



Материалы подсчета запасов были рассмотрены ВКЗ на заседании, оформленном протоколом № 8013 от 18.03.1953 г. Подсчет запасов был представлен по состоянию разведанности на 1 октября 1952 г.

Запасы, представленные на рассмотрение ВКЗ приведены в таблице 1.2

Таблица 1-2 Запасы, представленные на рассмотрение ВКЗ.

Категория запасов	Запасы руды, тыс. т	Среднее содержание Pb, %	Запасы свинца, тыс. т
B	6 266	0,96	60,3
C ₁	16 324	1,08	177,1
B + C ₁	22 590	1,05	237,4
C ₂	3 211	1,82	58,4

По результатам рассмотрения материалов ВКЗ утвердила запасы Аксоранского месторождения по состоянию разведанности на 1 октября 1952 г. в следующем количестве:

Таблица 1-3 Запасы Аксоранского месторождения по состоянию на 01.10. 1952г

Категория запасов	Запасы руды, тыс. т	Среднее содержание Pb, %	Запасы свинца, тыс. т
C ₁	22 380	1,06	236,8
C ₂	3 912	1,65	64,5
Всего C ₁ + C ₂	26 292	1,15	301,3

Таким образом, по протоколу ВКЗ № 8013 от 18.03.1953 г. утвержденные запасы Аксоранского месторождения составили 26 292 тыс. т руды и 301,3 тыс. т свинца при среднем содержании Pb 1,15 %.

По сравнению с ранее утвержденными запасами 1951 г. общий объем запасов руды увеличился с 5 124,5 тыс. т до 26 292 тыс. т, то есть более чем в 5 раз. Запасы свинца увеличились с 45,0 тыс. т до 301,3 тыс. т.

Следует отметить, что в исторических материалах ВКЗ подсчет запасов цинка отдельно не приводился. Исторический подсчет был ориентирован преимущественно на свинцовое оруденение.

1.4 Современная оценка минерализации и минеральных ресурсов

В авторском отчете СДТ УГМК «Отчет по оценке минерализации Аксоран (Казахстан) свинец, цинк» выполнена оценка минерализации и минеральных ресурсов Аксоранского месторождения по свинцу и цинку.

По результатам оценки общая минерализация месторождения представлена в таблице 1.4

Таблица 1-4 Минерализация месторождения Аксоран

Класс	Минерализованная масса по Pb, тыс. т	Pb, %	Свинец, тыс. т	Минерализованная масса по Zn, тыс. т	Zn, %	Цинк, тыс. т
Indicated	19 390	1,07	207,3	5 818	0,75	43,9
Inferred	1 059	2,12	22,4	127	0,61	0,8
Всего	20 448	1,12	229,7	5 945	0,75	44,7

По результатам оценки минеральных ресурсов для ОГР выделены следующие показатели:

Таблица 1-5 Оценка минеральных ресурсов для ОГР

Класс ресурсов	Руда по Pb, тыс. т	Pb, %	Свинец, тыс. т	Руда по Zn, тыс. т	Zn, %	Цинк, тыс. т
Indicated	11 639	1,18	137,3	2 179	0,98	21,3
Inferred	1 058	2,12	22,4	38	1,01	0,4
Всего	12 696	1,26	159,7	2 218	0,98	21,7

Разница между общей оценкой минерализации по свинцу и оценкой минеральных ресурсов для ОГР составляет около **30 %**. Данная часть минерализации может рассматриваться как разведочный потенциал.

1.5 Сопоставление исторических запасов и современной оценки

Сопоставление исторических запасов ВКЗ с современной оценкой возможно преимущественно по свинцу, поскольку по цинку исторические утвержденные запасы в приведенных материалах не выделялись.

Наиболее корректным является сравнение запасов категории С₁, утвержденных ВКЗ в 1953 г., с современной оценкой минерализации категории Indicated.

По историческому подсчету ВКЗ запасы категории С₁ составляли 236,8 тыс. т свинца. По современной авторской оценке, минерализация категории Indicated составляет 207,3 тыс. т свинца. Разница составляет около 12 % в сторону уменьшения современной оценки относительно исторически утвержденных запасов категории С₁.

Уменьшение современной оценки по сравнению с историческим подсчетом может быть связано с уточнением геологической модели, применением более детального каркасного моделирования, изменением подходов к оконтуриванию рудных тел, а также с учетом модифицирующих факторов. В материалах ВКЗ также отмечалось, что при проверке подсчета запасов часть запасов была переведена в более низкую категорию в связи с недостаточно установленным морфологическим характером оруденения и относительно неравномерным распределением свинца в рудах.



Таким образом, исторически утвержденные запасы Аксоранского месторождения по состоянию на 01.10.1952 г. составляли 301,3 тыс. т свинца по категориям $C_1 + C_2$. Современная авторская оценка минерализации составляет 229,7 тыс. т свинца и 44,7 тыс. т цинка, в том числе по категории Indicated — 207,3 тыс. т свинца и 43,9 тыс. т цинка.

При составлении ПГР были учтены исторически подсчитанные и поставленные на баланс запасы Аксоранского месторождения, утвержденные ВКЗ по состоянию на 01.10.1952 г. протоколом № 8013 от 18.03.1953 г.

Вместе с тем для целей горно-геометрического моделирования, планирования горных работ и определения проектных показателей была использована современная блочная модель месторождения, разработанная специалистами СДТ УГМК и переданная Заказчиком. Применение данной модели обусловлено тем, что современная оценка минерализации по свинцу в целом сопоставима с историческими балансовыми запасами.

Таким образом, балансовые запасы приняты в качестве учетной и справочной основы при составлении ПГР, а современная блочная модель использована как расчетная основа для моделирования, календарного планирования и проектирования горных работ.

Следует отметить, что использование современной блочной модели не отменяет ранее утвержденные и поставленные на баланс запасы, а применяется для уточнения пространственного положения рудных тел, параметров минерализации и проектных решений в рамках составления ПГР.

1.5 Орогидрография и климат

Территория, окружающая месторождение, обладает характерными чертами мелкосопочника, приобретающего на юге и севере равнинный, а в центральной части мелко горный ландшафт. Форма сопок в большинстве случаев сглаженная с абсолютными отметками 600–700 м и относительными превышениями над долинами 20–30, реже 50 м. Склоны гор и сопок пересекаются многочисленными крупными и мелкими логами, в тальвеге которых наблюдаются выходы подземных вод — родники и мочажины.

Из отрицательных форм рельефа широкое развитие имеют долины, связанные с древней и современной гидрографической сетью. Наиболее крупные из них древние долины Северная и Чумек и современные Моинты и Жамши.

Северная долина (в 6 км к северу от Аксорана) обладает широтным направлением, протягивается до долины р. Жамчи. Ширина ее колеблется от 5 до 10 км, склоны ассиметричны — южные высокие, крутые, северные низкие, пологие. Четко выраженного тальвега и поверхностного стока долина не имеет.

Долина Чумек (в 20–25 км к юго-западу от месторождения) вытянута в северо-западном направлении. Общая протяженность ее 55 км. при средней



ширине 1,5–2 км. Долина имеет блуждающее, слабо вырисовывающееся на местности русло, вдоль которого расположены мелкие плесы с соленой водой.

Современные долины рр. Моинты и Жамши проходят на западе и востоке района.

Первая долина расположена в 60 км к западу от Аксорана и протягивается в меридиональном направлении. Ширина ее в низовьях 1,5–2 км, в верхней части 0,2–0,3 км, русло извилистое с излучинами и меандрами. Вдоль русла наблюдаются плесы, часто соединенные быстротоками. Глубина плесов (с соленой водой) достигает 5–6 м.

Вторая долина (в 55 км к востоку от месторождения), являющаяся одной из самых крупных долин СЗ Прибалхашья, доходит почти до озера Балхаш — на юге. Средний уклон ее — 0.0033. Долина расчленяется отдельными грядами гор и не имеет постоянного русла, ширина его не превышает 200 м. Вдоль русла встречаются плесы, иногда поросшие тальником. Долина р. Жамши принимает ряд древних долин — Джинильды, Кзыл-тау, Северная и др., — протяженностью 20–30 км.

Район месторождения беден поверхностными водами, только в некоторых долинах — рр. Моинты, Чумек, Жамши, — наблюдаются временные водотоки.

р. Моинты течет с северо-запада на юго-восток в сторону озера Балхаш, но затухает, не доходя до него. Низовья реки представлены сорами и плесами с соленой водой, в верховьях же ее на протяжении 80–100 км имеется хорошо выработанное русло шириной 25–30 м. По тальвегу его блуждает водоток, разбивающийся на промоины и плесы. Река принимает ряд притоков, обводненных только в период весеннего половодья. Общая площадь водостока реки 15900 км², модуль стока 1,5 л/сек (17).

р. Чумек (20 км западнее Аксорана) вытянута, как и р. Моинты с северо-запада на юго-восток и имеет длину 54 км. Она принимает один приток Сармузень. Общая площадь водозабора 5400 км², модуль стока 0,5 л/сек.

р. Жамши образуется от слияния 3-х небольших рек. Общая протяженность реки 160–170 км. В верхней части русло ее имеет ширину 20–100 м и глубину 1–3 м, в низовьях оно маскируется кустарниковой растительностью.

р. Жамши не принимает водостоков, но в нее впадает несколько сухих древних долин, которые подпитывают долину р. Жамши за счет подземных потоков. Общая площадь водосбора ее — 20000 км² модуль стока 2 л/сек.

Все описанные реки не имеют постоянного поверхностного стока, только в весенний период они становятся многоводными, с расходом до 17–19 м³/сек. Весенний паводок начинается в конце марта — начале апреля и продолжается до конца мая месяца. В это время проносится почти 99% поверхностного стока реки, максимальные же расходы наблюдаются в течение 10–15 дней.

Вблизи месторождения топография местности резко меняет свой облик — отдельные сопки сливаются в гряды, рельефно выделяющиеся среди



увалистого плато и образующие цепи с четко выраженными очертаниями и крутыми склонами. К числу таких горных систем относится Аксоран-Акжальская цепь гор, в западной части которой расположено Аксоранское, а в восточной — Акжальское месторождения.

Аксоран-Акжальская гряда протягивается в широтном направлении на 50 км и имеет ширину до 10 км. На севере она ограничивается Северной долиной, на западе — древней долиной Ащиузен, на юге — гранитным плато.

Абсолютные отметки гряды возрастают с востока на запад. Наиболее высокими точками гряды являются вершины Большой Аксоран (1092 м), Малый Аксоран (1070 м) и Северо-западный Аксоран (1072 м) с относительными превышениями, не свыше 50–60 м.

На территории месторождения горная гряда расчленена узкими, радиально расходящимися от вершины Большой Аксоран, логами, сливающимися на северо-западе, западе и юге с гранитным плато.

Решающую роль в формировании рельефа имел литологический состав пород — приуроченность известняков к наиболее возвышенным точкам гряды, эффузивно-туфогенных пород — к мелкопочному рельефу, гранитов — к увалистым каменистым равнинам, устойчивость скарного массива, господствующего над окружающей местностью.

Климат района резко континентальный, обусловленный резкими колебаниями температур, ограниченностью атмосферных осадков, значительным дефицитом влажности, неблагоприятным ветровым режимом.

Среднегодовая температура воздуха в районе колеблется в границах **2,5–3,8°С**, а амплитуда колебаний средне-суточных температур достигает **20–25°**.

Наиболее холодным месяцем является январь (минимальная температура **-40°**), наиболее жарким — июль (максимальная температура **35–37°**). Зима продолжительная, холодная (табл. I), лето короткое, жаркое.

Средне-годовая сумма осадков колеблется в пределах 150–160 миллиметров, более половины их приходится на весенне-летний и одна треть — на зимне-осенний периоды. Только зимние и небольшая доля весенних осадков расходуются на питание подземных вод, остальные — на испарение.

Высота снежного покрова не превышает 0.37 м. Ограниченное количество атмосферных осадков и незначительная влажность воздуха вызывают высокий дефицит влажности, способствующий испарению.

Колоссальные величины испарения в несколько раз превышают общее количество выпадающих осадков, поэтому поздние весенние, летние и ранние осенние осадки расходуются преимущественно на испарение.

Для района характерны частые ветры с преобладающим северо-восточным направлением, с которыми связаны снежные бураны и летние бури. Скорость ветра достигает иногда ураганной силы 20 м/сек.

Таблица 1-6 Среднегодовая температура воздуха

Наим. станции	янв	февр	март	апр	май	июнь	июль	авг	сен	окт	нояб	дек
Балхаш	-15,6	-14,9	-5,7	7,5	15,7	20,4	25,5	21,1	13,2	6,4	-4,5	-11,8
Агадырь	-15,2	-15,1	-8,9	4,5	13,9	19,6	20,0	19,4	8,9	2,2	-8,0	-18,7

Среднегодовая сумма осадков колеблется в пределах 150–160 миллиметров, более половины их приходятся на весенне-летний и одна треть - на зимне-осенний периоды.

Дефицит влажности достигает в летний период максимума 15см, наибольшая же величина испарения падает на июль и август.

Таблица 1-7 Испарение с водной поверхности мм.

Наим. станции	янв	февр	март	апр	май	июнь	июль	авг	сен	окт	нояб	дек
Балхаш	18,14	70,02	218,2	779,4	536,07	1299,4	1507,4	1475,9	770,14	599,1	198,1	206,22
Агадырь	87,32	70,8	688,8	561,45	581,3	1285,7	1165,1	1355,4	575,3	397,9	164,8	43,5

Таблица 1-8 Среднегодовая роза ветров.

Наименование характеристик	Величина
Среднегодовая роза ветров, %	
С	10
СВ	13
В	13
ЮВ	12
Ю	16
ЮЗ	19
З	11
СЗ	6
Среднегодовая скорость ветра, м/с	2,4
Скорость ветра (по средним многолетним данным), повторяемость превышения которой составляет 5 %, м/с	6

1.6 Гидрогеологические условия

1.6.1 Краткая гидрогеологическая характеристика района

Подземные воды в пределах района имеют довольно широкое распространение и приурочены почти ко всем литологическим разностям. Однако, условия залегания, качественная и главным образом, количественная характеристика их различны. Это обстоятельство обуславливается двумя основными причинами: геолого-структурными особенностями и характером водовмещающих свойств пород.



Выявление гидрогеологических условий района производилось главным образом, на основании изучения естественных выходов подземных вод и приуроченности их к отдельным литологическим разностям.

В результате проведенных трехлетних исследований представляется возможным выделить в пределах района три основных типа подземных вод: трещинный, трещинно-карстовый и поровые типы. Последний тип вод, приуроченный к рыхло-обломочным отложениям долин и межгорных понижений, вследствие своего ограниченного распространения и скудности запасов, не имеет особого практического значения и рассматриваться не будет.

Наиболее распространенным в районе является трещинный тип вод, прослеженный во всех жестких породах. Для трещинных вод характерна неравномерность водообильности. В большинстве своем они слабо водообильны с расходами отдельных родников, измеряемыми десятками долями литра в секунду и значительно реже водообильные, когда расходы родников достигают нескольких литров в секунду.

Отмеченные положения позволяют дать характеристику трещинных вод отдельно по литологическим разностям, причем описание будет дано от менее водообильных к более водообильным.

Трещинные воды метаморфической толщи (кварцитов и кристаллических сланцев). Этими породами сложены обычно самые возвышенные участки рельефа, с остроконечными вершинами. Степень разрушенности их сравнительно слабая. Трещины, которыми они разбиты, развиты преимущественно в самой верхней зоне и в большинстве случаев являются закрытыми или закальматированными. Все это обуславливает и очень слабую водообильность описываемых отложений. В этих породах зафиксировано небольшое количество родников. В период съемки 1952 года (год с довольно большим количеством атмосферных осадков) было зарегистрировано всего 3 родника и один колодец. При этом расходы их не превышали 0.1 л/сек. Кроме того, наблюдения за этими источниками даже в течение одного сезона показали, что если в весеннее время вода в них фиксируется, то к концу лета они обычно пересыхают и о их наличии можно судить лишь по ярко-зеленой растительности. Такой режим не позволяет использовать эти водоисточники для каких-либо практических целей, несмотря на сравнительно высокое качество вод в них.

Содержание плотного остатка в водах составляет 370.8 мг/л и общая жесткость 16,12 °Ж, по типу воды относится к гидрокарбонатно-кальциевым.

Трещинные воды песчано-сланцевой толщи

Породы этого комплекса имеют ограниченное распространение и нередко приурочены к ядрам синклинальных структур. Среди пород этого комплекса песчаники отличаются довольно монолитным строением и трещиноватость их сравнительно слабая. Разрушенность сланцев более значительная. Поэтому большая часть из зафиксированных родников приурочена именно к сланцам.



В общем родники этой толщи мало дебитны и расходы их находятся в пределах 0.1–0.2 л/сек. Только в приконтактных зонах с другими породами, где разрушенность более интенсивная, расходы родников достигают 0.7–0.8 л/сек, при этом и режим таких родников отличается большим постоянством.

По степени минерализации воды относятся к пресным с содержанием плотного остатка до 450 мг/л и общей жесткостью 16,5 °Ж.

Высокое качество вод при сравнительном постоянстве дебитов отдельных родников, позволяет использовать их в качестве источника водоснабжения для бытовых нужд местного населения.

Трещинные воды эффузивной толщи

На площади распространения эффузивных пород за период съемки нами зафиксировано всего 9 родников и 3 колодца. Как правило, родники, связанные с трещинами эффузивов отличаются небольшой производительностью с расходами не более 0.1 л/сек. Родники же с большими расходами до 1 л/сек, являются редким исключением и по всей вероятности, связаны с трещинами зон нарушения.

Часто интенсивная разрушенность в эффузивах наблюдается и на контактах с другими породами, при этом, если эффузивы контактируют с более водоносной породой, то они являются как бы экраном, создавая подпор водоносного горизонта. Расходы некоторых родников достигают 1–1.5 л/сек.

Во всех случаях, когда выходы родников приурочены непосредственно к трещинам коренных пород, вода их отличается высокими питьевыми качествами. Содержание плотного остатка не более 400–450 мг/л и общая жесткость 14–15 °Ж.

Трещинные воды интрузивных пород

В пределах описываемой территории основное место принадлежит варисским интрузиям, которые слагают Шалтасский и Аксоранский гранитные массивы. Очень часто выходы гранитов приурочены к пониженным участкам рельефа, что объясняется относительно легким разрешением гранитов в результате выветривания.

Наиболее разрушенными оказываются крупнокристаллические граниты и участки контактов гранитов с породами, резко отличавшимися от них по структуре и составу. Интенсивная трещиноватость и разрушенность гранитов и морфологические условия выхода их в наиболее пониженных участках, благоприятствуют созданию в них сравнительно мощных водоносных горизонтов.

Среди гранитов зарегистрировано более 80 родников и 15 колодцев. Большая часть их зафиксирована в пределах Шалтасского и Аксоранского массивов. В тех случаях, когда родники картируют воду трещин выветривания, расходы их обычно варьируют в пределах 0.1–0.5 л/сек. Таких родников большинство. Совершенно иной характер имеют родники, приуроченные к зонам контакта, особенно если контактируют крупнозернистые граниты с более плотными литологическими разностями (микрогранитами, эффузивами и прочие). Вдоль таких контактов часто



наблюдается цепочка родников с расходами каждого не менее литра в секунду. Расходы же отдельных родников достигают 2.5–3 л/сек.

Воды трещин гранитов отличаются исключительно высоким качеством. Содержание плотного остатка в воде не превышает 300, а чаще 180–200 мг/л, общая жесткость 5–6 °Ж. И только в очень редких случаях, когда вода родника погружается в делювиальные отложения, по которым проходит значительное расстояние, качество воды несколько ухудшается и содержание плотного остатка в таких случаях достигает 600 мг/л, а жесткость 18 °Ж. По типу минерализации воды гидрокарбонатно и хлоридно-натриевые. Химические анализы вод всех родников изображены.

Трещинно-карстовый тип вод

Этот тип вод занимает обособленное положение в районе, выделяясь своей водообильностью. Водообильность пород, при одинаковом источнике питания, зависит от степени их разрушенности. Кроме того, большое значение в формировании подземных вод имеют также структурные особенности. В частности, в антиклинальных структурах породы более разрушены, вследствие воздействия на них сил растяжения, чем в синклинальных структурах, где породы, наоборот, подвержены силам сжатия. Поэтому даже в пределах одних и тех же литологических разностей, но слагающих различные структуры, степень водообильности будет различна. Исходя из этого, удобнее будет дать описание трещинно-карстового типа вод по отдельным структурным участкам.

Участок Киикских известняков

Известняки, развитые в районе железнодорожной станции Киик, слагают антиклинальную складку с пологим северным (угол падения 40 – 50°) и крутым (80 – 90°) – южным крыльями.

Общая площадь, занятая известняками, составляет 82,2 км². Среди известняков преобладают мелко- и средне кристаллические разности от темно серого до почти черного цвета.

Раскарстованность известняков этого участка значительная. На всей площади их распространения встречаются многочисленные пустоты в виде воронок, каверн, понор и небольших пещер. Нередко дно таких понижений выполнено тонким слоем лучистых отложений, являющихся продуктами выщелачивания известняков и кальцита. Поперечное сечение отдельных воронок достигает 5–6 м, а пещер 1–1.5 м. Глубина их обычно не превышает 0.8–1 м.

Известняки Киикской структуры характеризуются высокой водообильностью, что особенно подчеркивается на общем фоне бедности района водоисточниками. В пределах этих известняков зафиксировано 12 родников, с расходами отдельных из них до 18 л/с (родник Улькун-Булак). Расходы же большинства родников обычно колеблются в пределах 2.5 л/сек. Однако, по расходам родников можно судить лишь о водоносности верхней дренированной части известняков. Некоторое представление о водоносности нижней части известняков можно составить по данным эксплуатации



скважины на железнодорожной станции Киик, вскрывшей известняки до глубины 100 м.

Участок Чумекских известняков

Известняки этой структуры слагают узкую вытянутую синклиналь, в ядре которой залегают аркозовые песчаники. Общая площадь, занятая известняками, составляет 50.7 км².

Среди известняков преобладают темно серые почти черные битуминозные известняки, часто с сильным запахом сероводорода. Этими известняками сложено преимущественно Северное крыло синклинали, тогда как на южном крыле преобладают светло серые и глыбовые известняки с многочисленными прожилками кальцита.

Проявление карста в этих известняках наблюдается редко, хотя трещиноватость в них развита довольно интенсивно.

Основное направление трещин: аз. простирания: 150–220° , аз. падения: 60–130° и ∠ падения: 80–90°

О слабой раскарстованности известняков свидетельствуют также выходы малодебитных, с максимальным дебитом до 3 л/сек, родников, которых зафиксировано всего 6. В большинстве же случаев расходы родников не превышают 0.1 – 0.2 л/сек. Такая, сравнительно слабая водообильность описываемых известняков, несмотря на литологическое сходство их с известняками киикского участка может быть, очевидно, объяснена тем, что известняки здесь слагают узкую синклинальную складку, северное крыло которой представлено в рельефе сопками с очень крутыми склонами (угол наклона 45°), южное хотя и более пологое, но прикрыто глинистыми осадками. Поэтому выпадающие атмосферные осадки, попадая на крутое северное, хотя хорошо обнаженное крыло, не могут задерживаться на нем, а попадая на южное крыло так же не в состоянии полностью просочиться вниз вследствие наличия глинистого покрова.

Участок Кинебай-Булакских известняков

Известняки этого участка расположены на севере района и занимают площадь в 27.7 км².

Преобладающими разностями известняков на этом участке являются темно серые брекчированные (комковатые) известняки, по внешнему признаку похожие на конгломераты и в подчиненном количестве плотными темносерыми известняками.

В структурном отношении эти известняки слагают сравнительно небольшую синклинальную складку, южное крыло которой осложнено антиклиналью.

В рельефе они приурочены к довольно высоким сопкам, с относительным превышением над дном долин 60–70 м.

Обнаженность известняков хорошая, местами почти по всему склону гряды тянутся сплошные каменные выходы, и только в межсопочных понижениях известняки покрыты маломощными делювиально-пролювиальными отложениями.



В пределах описываемой толщи известняки секутся тектоническим нарушением, вдоль которого наблюдается цепочка родников с расходами 0.1 л/сек каждого из них. Это нарушение проявляется также и в сильной дислоцированности пород. Приурочено оно к очень узкому логу, вытянутому вкрест простираения известняков.

Геофизическими работами установлено, что зона нарушения прослеживается на глубину более 200 м, а в плане на 50 м.

Явлений карста в пределах всей площади известняков почти не наблюдается, если не считать небольшие, редко встречаемые выемки и ноздреватые поверхности. Нет оснований предполагать их и на глубине. Естественным признаком проявления здесь процессов выщелачивания являются корродированные трещины, особенно хорошо прослеживаемые в верхней поверхностной зоне.

О водоносности этих известняков некоторое представление можно составить по расходам водоисточников, которых в период съемки 1952 года зарегистрировано 11 (9 родников и 2 колодца). Расходы большинства родников колеблются в пределах 0.3–0.5 л/сек

Величина мощности водоносного горизонта принимается 100 м.

Полученные величины несколько завышены (20%), потому что не вся площадь выхода известняков может участвовать в питании подземных вод. А именно, участки развития гор Кинебай-Булак, составляющие примерно 20% площади, вследствие значительных относительных превышений (50–70 м) и крутизны склонов (до 35–40°), не способствуют накоплению выпадающих на их поверхность атмосферных осадков.

Естественно, что из-за такого количества воды (10–15 л) тянуть водопровод на протяжении 18–20 км не рентабельно. Рациональнее будет использовать эти воды для сельскохозяйственного водоснабжения непосредственно на месте их выхода.

В большинстве случаев содержание плотного остатка в водах не превышает 500–550 мг/л, а жесткость 17–18 немецких градусов. Тип минерализации гидрокарбонатно-натриевый.

1.6.2 Гидрогеологическая характеристика месторождения Аксоран

Гидрогеологические условия месторождения Аксоран определяются в основном наличием варисских интрузий, с которыми связаны трещинные подземные воды и известняки, среди которых устанавливается трещинно-карстовый тип вод.

Водоносность всех прочих литологических комплексов, развитых на месторождении, ничтожная и существенного влияния на обводненность месторождения не оказывает.

В пределах месторождения наиболее распространенным типом подземных вод является трещинный тип, приуроченный к изверженным породам. Однако, несмотря на сравнительно широкое распространение подземных вод этого типа, водообильными являются лишь отдельные



участки, приуроченные к зонам контакта, особенно если контакт тектонический.

В зонах контакта порода оказывается сильно разрушенной как в плане, так и на глубине.

Интенсивная разрушенность обуславливает в свою очередь и максимальную водообильность приконтактных зон интрузий с окружающими породами. С такими участками обычно и связаны выходы наиболее мощных родников.

В результате проведенных гидрогеологических исследований на месторождении установлены две наиболее водоносные зоны. Одна на юге месторождения, где граниты имеют активный контакт с туфопесчаниками, другая на севере, где граниты контактируют со сланцами. За счет подземных вод этих участков в настоящее время обеспечиваются питьевые и технические нужды ГРП.

Южный участок расположен в 1,5 км на юг от поселка Аксоран и приурочен почти к подножью склона горы Аксоран. Водоносными здесь являются сильно разрушенные туфопесчаники гнейсовидной структуры, контактирующие с серыми среднезернистыми гранитами. Контакт установлен на глубине 46,17 м.

С глубины 46,17 м наблюдается резкий контакт туфопесчаников с серыми среднезернистыми гранит-порфирами, которые вскрыты до глубины 100 м. Среди гранитов встречаются маломощные прожилки пегматита и кварца.

Вблизи контакта граниты сильно разрушены, но по мере удаления от него граниты становятся более монолитными и с глубины 50 м трещины встречаются сравнительно редко и в большинстве залечены кварцем, пиритом и пирротинном.

Учитывая глубину распространения разрушенной зоны, мощность водоносного горизонта принимается равной 50 м. Областью питания этой водоносной зоны является площадь, занимающая примерно 13,5 км². Такая площадь оконтурена с учетом гипсометрических и геологических особенностей. Сюда входит южный склон известняковой Аксоранской гряды от ее западного окончания до тектонического нарушения, проходящего на востоке, южная часть (до водораздела) Аксоранского гранитного массива и полоса вдоль контакта северной оконечности Джаман-Карабасского гранитного массива.

Питание водоносного горизонта происходит в основном на выделенной площади за счет таяния зимних осадков, величина которых составляет 40 мм.

Учитывая условия формирования и режима подземных вод, возможно рекомендовать величину 4 л/сек в качестве постоянного эксплуатационного расхода скважин при заборе общего количества воды будут срабатываться статические запасы, что при определенных условиях повлечет за собой уменьшение расхода.



Северный участок расположен в 2-х км севернее поселка Аксоран II в верховьях лога, вытянутого с запада на восток. Южный склон лога пологий, сложен гранодиоритами, образующими широкую циркообразную долину с уклоном 0,003–0,005 в сторону лога. Северный склон лога представлен полого спускающейся в долину сопочкой, сложенной сланцами и песчаниками. Контакт между гранитами и сланцами проходит у южного борта лога и, по всей вероятности, является тектоническим. Водоносной является, очевидно, так же, как и в предыдущем случае только верхняя зона до глубины 50 м.

Сказать определенно о мощности водоносного горизонта на этом участке трудно, вследствие отсутствия сколько-нибудь глубоких выработок. Областью питания этого участка является непосредственно прилегающая к нему территория Аксоранского гранитного массива и район, сложенный эффузивно-осадочным комплексом пород, общей площадью 30 км².

Величины запасов подземных вод почти вдвое превышают величину запасов южного участка, что говорит о повышенной водообильности описываемой водоносной толщи.

При наличии выработки, вскрывающей весь водоносный горизонт расход в 7 л/сек, может быть рекомендован как эксплуатационный.

Подземные воды контактовых зон отличаются исключительно высоким питьевым качеством. Вода прозрачная, приятная на вкус, с температурой в 7°C. Содержание плотного остатка в водах не превышает 300 мг/л, а общая жесткость 8–10 немецких градусов.

Хорошее качество и сравнительно высокие эксплуатационные запасы позволяют рекомендовать подземные воды описанных участков в качестве надежного источника питьевого водоснабжения рудника.

Трещинно-карстовые воды известняков

На месторождении известняки являются основной рудовмещающей толщей, в пределах которой будут размещены все горно-эксплуатационные выработки. Изучение гидрогеологических особенностей известняков представляет особый интерес потому, что с одной стороны подземные воды известняков могут иметь положительное значение в качестве источника водоснабжения, а с другой отрицательное, т.е. способствовать затоплению горных выработок.

В пределах месторождения представляется возможным выделить два участка.

- Участок собственно месторождения
- Участок, прилегающий к зоне нарушения в известняках.

1. Участок месторождения Аксоран.

В пределах месторождения известняки занимают наиболее возвышенные участки и представлены сильно измененными разностями: кремнистыми и мраморизованными известняками, кварц-волластонитовыми и волластонит-кальцитовыми скарнами. Высокое гипсометрическое положение и сильная метаморфизация известняков отрицательно сказываются на формировании и питании водоносного горизонта, связанного с ними.



Для выявления водообильности известняков в пределах собственно месторождения были проведены опытные гидрогеологические работы (налив, откачки) по разведочным скважинам. Коэффициенты фильтрации известняков определялись способом налива воды в разведочные выработки. Отработка данных 21 налива показала, что коэффициенты фильтрации в большинстве случаев составляют до 1 м/сутки. Исключение составляет лишь верхняя наиболее выветрелая зона, коэффициенты фильтрации которой несколько выше и достигают 10 м/сут. Однако, такая величина наблюдается только в первоначальный момент, когда наряду с фильтрацией происходит еще и смачивание сухой породы. О слабой водообильности свидетельствуют и откачки, проведенные из наиболее характерных разведочных скважин. Откачками установлено, что притоки воды в скважины не превышают десятитысячных долей л/сек.

Приведенные данные коэффициенты фильтрации и расходов показывают, что *известняки содержат ничтожный водоносный горизонт*, который даже при искусственном пополнении, за счет промывочной воды бурящихся скважин может считаться практически безводным. Поэтому ожидать сколько-нибудь значительных притоков воды в горные выработки не приходится. Правда необходимо оговориться, что в первоначальный момент проходки выработок приток в выработку может составить существенную величину. Это опасение вызвано тем, что в пределах месторождения бурение всех разведочных скважин проводится с промывкой и естественно некоторое количество промывочной воды теряется по трещинам. Однако, такой приток будет очень кратковременным и ни в коей мере не будет сказываться на обводненности выработок.

2. Участок зоны нарушения в известняках.

В 1.5 км восточнее поселка Акжал проходит мощная зона нарушения, которая прослеживается не только в известняках, но и фиксируется в гранитах Джаман-Карабасского массива, уходя далеко за пределы известняковой толщи.

В рельефе нарушение приурочено к не широкой долине меридионального направления. Водоносными здесь являются сильно разрушенные мраморизованные серые и пятнистые известняки. В породах часто встречаются зеркала скольжения, а по некоторым трещинам развиваются пустоты выщелачивания. Мощность водоносного горизонта принимаем равной 104 м, что составляет глубину распространения разрушенной зоны.

Областью питания водоносного горизонта этого участка является площадь в 45 км², оконтуривающая южный склон известняковой гряды (до гранодиоритового массива на востоке) и значительную часть (до водораздела) Джаман-Карабасского гранитного массива.

Учитывая большую мощность водоносного горизонта (104 м) понижение статического уровня на 10 м не вызывает существенной сработки горизонта и поэтому расход в 10 л/сек, соответствующий этому понижению,



может быть принят как постоянный эксплуатационный. Этот же расход вполне обеспечивается и естественными запасами, составляющими 17.1 л/сек.

Резюмируя все вышесказанное, представляется возможным сделать краткие выводы и дать практические указания.

- В исследуемом районе подземные воды встречаются почти повсеместно, независимо от характера литологического состава и геологических структур. Однако, они значительно отличаются по степени водообильности и характеру циркуляции.
- Из всех развитых в районе литологических разностей наиболее водообильными являются известняки Киикской антиклинальной структуры, расположенной в 40 км юго-западнее месторождения Аксоран, с которыми связан трещинно-карстовый тип вод. Статические запасы подземных вод этой структуры исчисляются величиной $173 * 10^6$ м³, а динамические составляют **60 л/сек**.
- Из пород, развитых в пределах месторождения, самыми водообильными являются приконтактные зоны гранитов с туфопесчаниками на юге и сланцами на севере и зона тектонического нарушения в известняках. За счет подземных вод трех выделенных участков полностью обеспечивается питьевое водоснабжение рудника с перспективами на будущее развитие. Эксплуатационные расходы в сумме составляют более **20 л/сек**: **4 л/сек** за счет подземных вод южного, **7 л/сек** за счет северного гранитных участков и **10 л/сек** за счет подземных вод зоны нарушения в известняках. Во всех случаях вода хорошего качества, с содержанием плотного остатка не более **300 мг/л** и общей жесткостью до **10 немецких градусов**.
- Известняки в пределах собственно месторождения являются практически безводными, и поэтому ожидать значительных притоков воды в горные выработки не приходится.
- Наиболее рациональным методом эксплуатации подземных вод во всех случаях следует считать откачку из скважин. Скважины следует закладывать до глубины залегания статического уровня с расчетом на режимные колебания уровня и возможности максимального понижения его, чтобы получить максимум эксплуатационных расходов.

Все высказанные здесь основные положения в процессе дальнейших исследований могут быть откорректированы.



2 ГОРНЫЕ РАБОТЫ

2.1 Инженерно-геологические и горнотехнические условия разработки месторождения

Основными рудовмещающими породами Аксоранского месторождения, как было отмечено выше, являются волластонит-кварцевые скарны и мраморизованные известняки. В состав волластонит-кварцевых скарнов входит волластонит, агрегаты которого обладают значительной вязкостью (по практическим данным колонкового бурения сменная уходка по ним не превышает **0,9–1,2 п.м.**). Мраморы имеют обычно среднюю зернистость, хрупки и легко поддаются бурению (сменная уходка колонковых скважин по чистым белым мраморам достигала **6–8 м**).

На месторождении не проводилось крупных горных выработок поэтому фактических материалов для суждения об устойчивости кусковатости и пыльности пород и поведения их при эксплуатации не имеется.

Месторождение находится в благоприятных условиях для открытой отработки руд — известняки разведанной площади практически безводны, руды обнажаются с поверхности и погружаются на сравнительно небольшие глубины (максимально **300 м**). Соотношения между вскрышей и суммарной толщей кондиционных руд в редких случаях достигает **10:1**, в среднем же не превышает **6–8:1** (по подсчетным профилям). В промышленных кондициях, установленных Главным Техническим Управлением для Аксоранского месторождения, не указана глубина подошвы для отработки руд разносам и рентабельное соотношение между вскрышей и полезной толщей, поэтому при подсчете запасов не даны контуры площадей, подлежащих отработке открытыми разносам и подземными работами.

Отрицательными факторами для отработки месторождения являются чередование кондиционных руд с убогими рудами и пустыми породами, разобщенность залежей, иногда распадающихся на многочисленные маломощные линзы, что потребует при отработке руд организации систематического и напряженного контроля за проведением кондиционных руд (массовое опробование, тщательный отбор участков для эксплуатации и пр.). В начальной стадии разработки наиболее благоприятным объектом для отработки представляет собой северная часть главного скарнового массива, где промышленные руды обнажаются на поверхности, залежи имеют значительные мощности, обладают монолитностью, разведаны наиболее густой сетью скважин и канав. Опытная разработка этого участка внесет коррективы в морфологические представления и определит направление и методику обработки месторождения.

До начала добычных работ предусматривается проведение комплекса геологоразведочных работ, направленных на уточнение геологического строения месторождения, подтверждение запасов полезного ископаемого, изучение инженерно-геологических и гидрогеологических условий участка.



2.2 Границы и параметры карьеров (инженерные карьеры на конец отработки)

Проектные границы и параметры карьеров сформированы на основе оптимальных оболочек, предоставленных заказчиком. Контуры карьеров отстраивались с учетом включения балансовых запасов при минимально возможном объеме вскрышных пород и обеспечении безопасных условий эксплуатации.

Оконтуривание карьеров произведено с учетом требований норм технологического проектирования, а также элементов рельефа.

Допускается, что в связи с уточнением сведений о морфологии и расположении рудных тел на отдельных участках месторождений, при отработке, возможна незначительная корректировка проектных контуров карьеров для обеспечения полноты выемки запасов.

Основные параметры, принятые для проектирования:

- высота рабочего уступа – 10 м;
- высота уступа при постановке в конечное положение – 10 м;
- высота строенного уступа при постановке в конечное положение – 30м;
- углы откоса уступа – 70°;
- ширина бермы безопасности – 10 м;
- ширина двухполосного транспортного съезда для 60-тонных самосвалов – 22 м;
- ширина двухполосного транспортного съезда для самосвалов с габаритной шириной 3,6 м – 15 м;
- проектный угол наклона капитальных съездов – 80‰;

2.3 Потери и разубоживание

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

$$П = П_T * K_m * K_{\Delta m} * K_h * K_{nq}, \%$$

$$Р = Р_T * K_m * K_{\Delta m} * K_h * K_{pq}, \%$$

где $П_T$ и $Р_T$ - значения потерь и разубоживания, %;

K_m , $K_{\Delta m}$, K_h , K_{nq} , K_{pq} - поправочные коэффициенты, учитывающие соответственно изменение мощности рудного тела, объема включений прослоев разубоживающих пород, высоту добычного уступа и отношение потерь к разубоживанию.

Таблица 2-1 содержит исходные значения потерь и разубоживания. Таблица 2-2 содержит поправочные коэффициенты, учитывающие изменение мощности рудного тела, объема включений прослоев разубоживающих пород, высоту добычного уступа и отношение потерь к разубоживанию.

Таблица 2-1 Значение потерь и разубоживания (P_m и P_n), %

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

Таблица 2-2 Поправочные коэффициенты

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

Расчет значений потерь и разубоживания выполнен в соответствии с «Едиными правилами по рациональному и комплексному использованию недр при разведке и добыче полезных ископаемых в Республике Казахстан».

Согласно нормам технологического проектирования выемочной единицей является участок месторождения с относительно однородными горно-геологическими условиями, разрабатываемый одной системой разработки и технологической схемой выемки в контуре годовой отработки, в пределах которого с достаточной достоверностью определены запасы и возможен первичный учет извлечения руды.

Для данного участка месторождения указанным условиям соответствует выемочная единица в пределах уступа высотой 10 м, ограниченная сверху и снизу:

- плоскостями кровли и подошвы рудного уступа в пределах конечных границ карьера;
- плоскостью конечного борта карьера, со стороны лежащего борта карьера и плоскостью контакта рудного тела с вмещающими породами со стороны висячего бока.



Эксплуатационные запасы руды при разработке месторождения открытым способом подсчитаны с учетом следующих видов потерь:

- потери руды из-за несовпадения углов откосов уступов с углами падения рудных тел (в лежащем боку);
- потери на контактах рудного тела с вмещающими породами (висячем и лежащем боках);
- потери руды при взрывных работах, транспортировке и экскавации руды.

Источниками эксплуатационного разубоживания руды являются:

- примешивание пород из-за несовпадения углов откосов уступов с углами падения рудных тел;
- примешивание пустых пород на контактах рудных тел с вмещающими породами;
- разубоживание руды при ее экскавации (погрузке).

Источниками второстепенных видов потерь и разубоживания на открытых горных работах являются:

- потери руды при взрывных работах; потери при транспортировке; потери при экскавации руды и зачистке уступов;
- разубоживание руды при экскавации.

При расчете величин потерь и разубоживания руды при добыче приняты следующие исходные положения:

- добыча ведется буровзрывным способом;
- рабочая высота рудного уступа принята равной 10 м.

При расчете потерь и разубоживания учитывались следующие факторы:

- морфология рудного тела;
- угол падения; мощность рудного тела;
- высота добычного уступа.

При отработке месторождения Аксоран проектом рассматривается разубоживание руды за счет примешивания вмещающих пород в зоне их контакта с рудными телами.

Потери и разубоживание руды в зонах контактов с вмещающими породами определены расчетом в соответствии со схемой, показанной на рисунке (Рис. 2.1), при этом откос забоя в зоне контакта делит линию контакта на равные части.

Согласно схеме к расчету потерь и разубоживания, когда угол падения фосфоритового пласта меньше угла рабочего уступа и фронт работ уступа перемещается по вскрышным породам со стороны висячего бока залежи, удельные объемы теряемой руды ($\Delta V_{\text{И}}$) и примешиваемой пустой породы ($\Delta V_{\text{В}}$) на контакте рудного тела могут быть определены по формулам, $\text{м}^3/\text{м}$:

$$\Delta V_{\text{И}} = \frac{(h - a)^2}{2} (\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha); \Delta V_{\text{В}} = \frac{a^2}{2} (\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha);$$

где h - высота уступа, м;
 a - высота треугольника пустых пород, попадающих в руду в процессе отбойки, м;
 α - угол откоса уступа, град.;
 β - угол падения контакта руды, град.

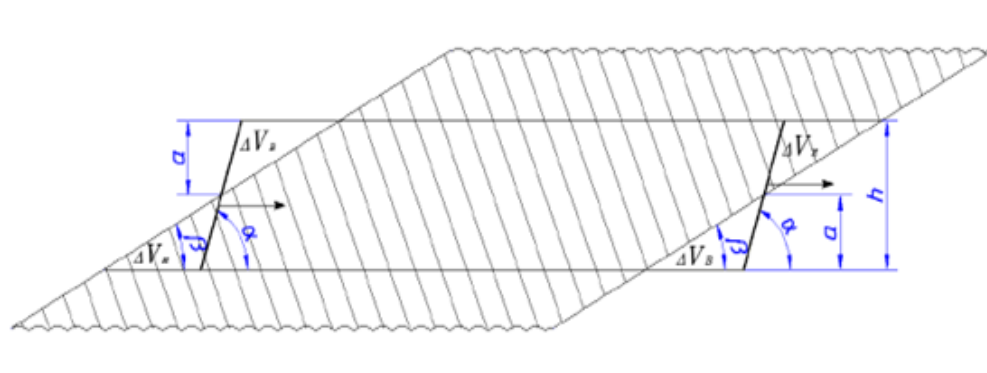


Рисунок 2-1 Схема к расчету потерь и разубоживания

Таким образом, в среднем по карьере наблюдаются потери по горно-геометрическим условиям на контактах руды и вмещающих пород 2,1 % и разубоживание 7,1%.

Кроме этого, потери руды при добыче формируются по технологическим процессам, которые не могут быть определены расчетным путем и устанавливаются по практическим данным:

- потери руды от разлета кусков при взрывании – 0,3 %;
- потери отбитой руды при погрузке – 0,44 %;
- потери отбитой руды на почве уступов – 0,15 %;
- потери руды при транспортировке руды автосамосвалами и на складах – 0,2 %;
- по геологическим причинам, на участках сложного строения промышленного оруденения потери руды приняты в размере – 1%.

Итоговый проектный уровень потерь и разубоживания составил:
потери руды– 4,2, разубоживание – 7,1%.

Расчет нормативов потерь и разубоживания руды произведен по коэффициенту оптимального соотношения потерь и разубоживания руды, определенному через экономический ущерб от потери 1 т руды и вовлечения в переработку 1 т вскрышных пород.

Технология производства горных работ предусматривает выполнение мероприятий, позволяющих обеспечить проектные нормативы потерь и разубоживания:

- принятое буровое оборудование обеспечивает (при необходимости) бурение наклонных скважин, что позволяет отбивать руду с углами, близкими к углам падения рудного тела;
- на добыче руды предусматривается применение гидравлических экскаваторов, позволяющих производить селективную (послойную) выемку руды в смешанных рудо-породных забоях;



- в процессе эксплуатации, при уточнении контуров рудных тел, возможна разбивка уступа в рудной зоне на подступы для увеличения полноты выемки запасов и повышения качества добываемой руды, уменьшения потерь и разубоживания;
- применение технологии совместной отбойки руды и вмещающих пород на подпорную стенку из взорванной породы с сохранением естественной структуры (геометрии) рудных тел блоков;
- предварительная бульдозерная зачистка породного (рудного) контакта наклонной части рудных тел в смешанных рудо-породных забоях (отработка блоков при пологопадающем контакте рудного тела с вмещающими породами);
- применение короткозамедленного многорядного взрывания (уменьшения высоты, ширины развала и разлета кусков взорванной горной массы);
- отработку рудных залежей вести со стороны висячего бока, так, чтобы угол откоса уступа был согласен углу падения рудной залежи;
- обязательный отбор проб из рудных скважин, а также из породных скважин при подходе к контакту рудного тела (на расстоянии 2,0–4,0 м от контакта);
- тщательная зачистка подошвы рабочей площадки от породной мелочи;
- систематическое осуществление геолого-маркшейдерского контроля.

На этапе эксплуатации месторождения при необходимости утверждения ежегодных нормативов потерь и уточненных потерь, технологически связанных с принятой схемой и технологией разработки для каждого отдельно взятого эксплуатационного блока, будет производиться уточнение проектных показателей потерь и разубоживания.

2.4 Обоснование выемочной единицы

Согласно требованиям «Единых правил по рациональному и комплексному использованию недр при разведке и добыче полезных ископаемых», выемочная единица - наименьший экономически и технологически оптимальный участок месторождения с достоверным подсчетом исходных запасов (блок, панель, лава, часть уступа), отработка которого осуществляется единой системой разработки и технологической схемы выемки, по которому может быть осуществлен наиболее точный отдельный учет добычи по количеству и качеству полезного ископаемого.

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

В связи с этим, в условиях открытой разработки месторождения, горизонт - как выемочная единица соответствует определению и функциям минимального участка и отвечает всем требованиям «Единых правил...»,

предъявляемым к выемочной единице, т. к. экономически и технологически обоснованная проектом оптимальная горно-геометрическая единица;

В границах уступа проведен достоверный подсчет исходных запасов руды; отработка уступов осуществляется единой системой разработки и технологической схемы выемки;

По уступам может быть осуществлен точный отдельный учет добычи рудной массы по количеству и содержанию в нем полезного компонента.

Учитывая условия разработки, в качестве выемочной единицы на открытых горных работах принимается уступ высотой 10 м.

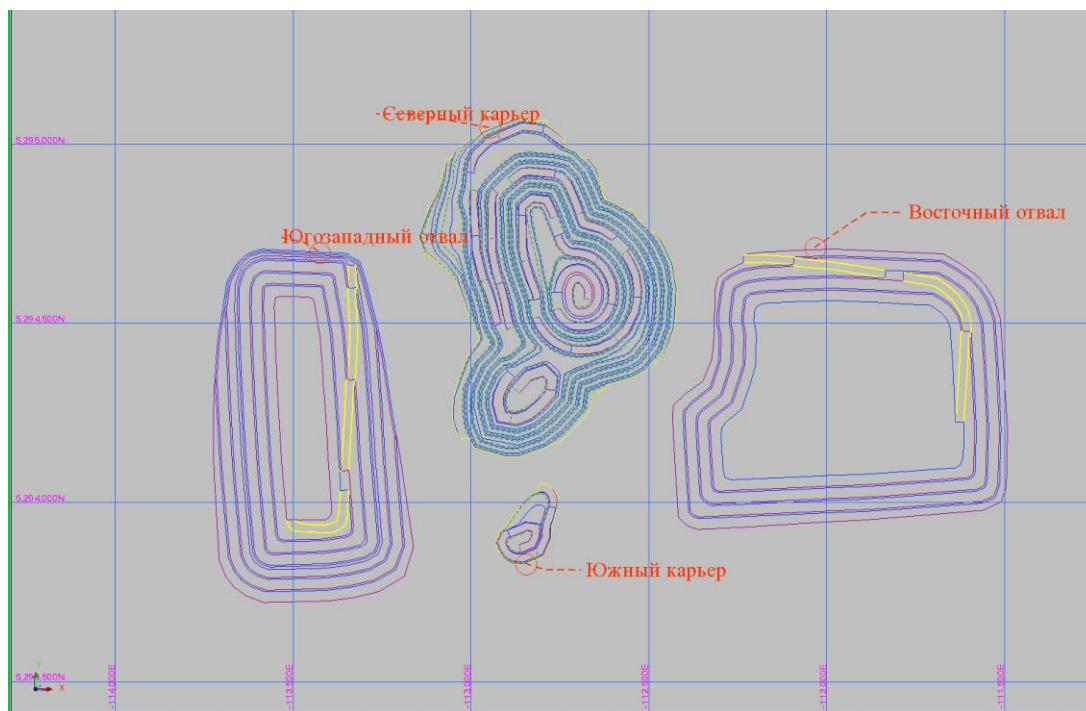


Рисунок 2-2 Дизайн карьера на конец отработки

2.5 Режим работы и производительность карьера

Режим работы горного предприятия предусматривает круглогодичное функционирование с организацией двух рабочих смен продолжительностью по 11 часов каждая. Такой график обеспечивает максимальную производительность, необходимую для достижения заданных объемов добычи.

Годовая производительность открытых горных работ оценивается исходя из объемов добычи товарной руды. Добыча руды начнется с первого года в количестве 450,0 тыс.т/г с достижением максимальной производительности на девятый год в 1 650,0 тыс.т/г.

Таким образом, установленный режим работы и показатели производительности обеспечивают стабильное выполнение плановых заданий, способствуя эффективной разработке месторождения и удовлетворению предоставленного Технического Задания.



Таблица 2-3 Календарный график горных работ

Период отработки	ГРМ, м ³ / тн	Вскрыша, м ³ /тн	Руда, тн	Pb, %	Zn, %	Pb, т	Zn, т	К.в т/т	К.в м3/т
1	1 122 378	965 035	157 343	0,83	0,04	3740	194	6,13	2,1
	3 210 000	2 760 000	450 000						
2	1 122 378	965 035	157 343	0,71	0,18	3196	811	6,13	2,1
	3 210 000	2 760 000	450 000						
3	1 122 378	965 035	157 343	0,86	0,15	3878	693	6,13	2,1
	3 120 000	2 760 000	450 000						
4	1 122 378	965 035	157 343	0,92	0,12	4122	541	6,13	2,1
	3 210 000	2 760 000	450 000						
5	1 122 378	965 035	157 343	0,85	0,07	3826	293	6,13	2,1
	3 210 000	2 760 000	450 000						
6	3 898 602	3 671 329	227 273	0,81	0,03	5285	208	16,15	5,6
	11 150 000	10 500 000	650 000						
7	3 986 014	3 671 329	314 685	0,78	0,04	6996	354	11,67	4,1
	11 400 000	10 500 000	900 000						
8	4 153 846	3 671 329	482 517	0,77	0,12	10669	1608	7,61	2,7
	11 880 000	10 500 000	1 380 000						
9	4 248 252	3 671 329	576 923	0,82	0,15	13589	2503	6,36	2,2
	12 150 000	10500 000	1 650 000						
10	4 248 252	3 671 329	576 923	0,81	0,17	13423	2736	6,36	2,2
	12 150 000	10 500 000	1 650 000						
11	4 248 252	3 671 329	576 923	0,68	0,26	11208	4356	6,36	2,2
	12 150 000	10 500 000	1 650 000						
12	4 248 252	3 671 329	576 923	0,61	0,31	10009	5069	6,36	2,2
	12 150 000	10 500 000	1 650 000						
13	2 500 000	1 923 077	576 923	0,96	0,26	15787	4221	3,33	1,2
	7 150 000	5 500 000	1 650 000						
14	2 500 000	1 923 077	576 923	0,94	0,31	15437	5138	3,33	1,2
	7 150 000	5 500 000	1 650 000						



15	2 500 000	1 923 077	576 923	0,79	0,36	13053	5938	3,33	1,2
	7 150 000	5 500 000	1 650 000						
16	2 500 000	1 923 077	576 923	0,99	0,29	16317	4795	3,33	1,2
	7 150 000	5 500 000	1 650 000						
17	2 500 000	1 923 077	576 923	1,21	0,11	19985	1841	3,33	1,2
	7 150 000	5 500 000	1 650 000						
18	1 618 270	1 489 437	128 833	1,38		5084	0	11,56	4,0
	4 628 252	4 259 789	368 463						
Итого	48 761 627	41 629 297	7 132 330			175 603	41 299	5,84	2,0
	139 458 252	119 059 789	20 398 463						

Таблица 2-4 Северный карьер

Период отработки	ГРМ, м³/ тн	Вскрыша, м³/тн	Руда, м³/тн	Pb, %	Zn, %	Pb, т	Zn, т	К.в т/т	К.в м³/т
1	1 122 378	965 035	157 343	0,83	0,04	3740	194	6,13	2,1
	3 210 000	2 760 000	450 000						
2	1 122 378	965 035	157 343	0,71	0,18	3196	811	6,13	2,1
	3 210 000	2 760 000	450 000						
3	1 122 378	965 035	157 343	0,86	0,15	3878	693	6,13	2,1
	3 120 000	2 760 000	450 000						
4	1 122 378	965 035	157 343	0,92	0,12	4122	541	6,13	2,1
	3 210 000	2 760 000	450 000						
5	1 122 378	965 035	157 343	0,85	0,07	3826	293	6,13	2,1
	3 210 000	2 760 000	450 000						
6	3 898 602	3 671 329	227 273	0,81	0,03	5285	208	16,15	5,6
	11 150 000	10 500 000	650 000						
7	3 986 014	3 671 329	314 685	0,78	0,04	6996	354	11,67	4,1
	11 400 000	10 500 000	900 000						
8	4 153 846	3 671 329	482 517	0,77	0,12	10669	1608	7,61	2,7
	11 880 000	10 500 000	1 380 000						
9	4 248 252	3 671 329	576 923	0,82	0,15	13589	2503	6,36	2,2
	12 150 000	10500 000	1 650 000						



10	4 248 252	3 671 329	576 923	0,81	0,17	13423	2736	6,36	2,2
	12 150 000	10 500 000	1 650 000						
11	4 248 252	3 671 329	576 923	0,68	0,26	11208	4356	6,36	2,2
	12 150 000	10 500 000	1 650 000						
12	4 248 252	3 671 329	576 923	0,61	0,31	10009	5069	6,36	2,2
	12 150 000	10 500 000	1 650 000						
13	2 500 000	1 923 077	576 923	0,96	0,26	15787	4221	3,33	1,2
	7 150 000	5 500 000	1 650 000						
14	2 500 000	1 923 077	576 923	0,94	0,31	15437	5138	3,33	1,2
	7 150 000	5 500 000	1 650 000						
15	2 500 000	1 923 077	576 923	0,79	0,36	13053	5938	3,33	1,2
	7 150 000	5 500 000	1 650 000						
16	2 500 000	1 923 077	576 923	0,99	0,29	16317	4795	3,33	1,2
	7 150 000	5 500 000	1 650 000						
17	2 500 000	1 923 077	576 923	1,21	0,11	19985	1841	3,33	1,2
	7 150 000	5 500 000	1 650 000						
18	1 618 270	1 062 249	107 724	1,38		5084	0	11,56	4,0
	3 346 123	3 038 033	308 090						
Итого	48 313 329	41 202 109	7 111 220			175 603	41 299	5,84	2,0
	138 176 123	117 838 033	20 338 090						

Таблица 2-5 Южный карьер

Период отработки	ГРМ, м³/ т	Вскрыша, м³/ т	Руда, м³/ т	Pb,%	Zn,%	Pb,т	Zn,т	К.в т/т	К.в м3/т
18	448 296	427 187	21 109	1,52		919	0	20,24	7,1
	1 282 129	1 221 756	60 373						



Погоризонтные объемы руды и вскрыши приведены в таблицах 2-6 и 2-7.

Таблица 2-6 Северный карьер (руда)

Высотная отметка (горизонт)	Вскрыша		Руда	
	м ³	тн	м ³	тн
900	35 453	101 396	1 547	4 424
890	120719	345 256	10 109	28 913
880	358 312	1024 774	20 203	57 781
870	722 156	2 065 367	45 672	130 622
860	1 138 047	3 226 214	114 906	328 632
850	1 935 094	5 534 368	237 516	679 295
840	3 271 016	9 355 105	393 406	1 125 142
830	3 382 641	9 674 352	437 344	1 250 803
820	3 267 094	9 343 888	433 516	1 239 855
810	3 010 780	8 608 824	392 219	1 121 746
800	2 735 609	7 823 842	374 875	1 072 143
790	2 596 766	7 426 750	403 063	1 152 759
780	2 347 844	6 714 833	411 484	1 176 845
770	2 147 453	6 141 716	377 172	1 78 712
760	2 071 453	5 924 356	347 375	993 493
750	1 804 156	5 159 887	394 422	1 127 510
740	1 542 516	4 411 595	433 688	1 240 346
730	1 462 313	4 182 214	392 422	1 122 327
720	1 286 500	3 679 390	331 969	949 431
710	1 074 359	3 072 668	277 234	792 890
700	955 016	2 731 345	260 313	744 494
690	875 781	2 504 734	182 406	521 682
680	749 843	2 144 553	136 031	389 049
670	621 437	1 777 311	128 734	368 180
660	544 296	1 556 689	135 516	387 575
650	415 562	1 188 509	127 125	363 578
640	280 719	801 381	99 375	284 213
630	203 719	582 636	80 969	231 571
620	134 656	385 117	65 000	185 900
610	63 297	181 029	45 565	130 577
600	47 906	137 012	16 141	46 162
590	10 813	30 924	4 000	11 443
Итого	41 202 109	117 838 034	7 111 220	20 338 090

Таблица 2-7 Южный карьер (руда)

Высотная отметка (горизонт)	Вскрыша		Руда	
	м ³	тн	м ³	тн
840	5 797	16 579		
830	180 469	516 141		
820	158 203	452 461	6 734	19 260
810	70 718	202 256	11 000	31 450
800	12 000	34 320	3 375	9 653
Итого	427 187	1 221 756	21 109	60 373

2.6 Обеспеченность готовыми к выемке запасами

Нормативы запасов полезного ископаемого по степени готовности к выемке принимаются согласно Методическим рекомендациям по технологическому проектированию горнодобывающих предприятий открытым способом разработки (Таблица 2.8).

Таблица 2-8 Обеспеченность карьера запасами руды по степени готовности к добыче

Период эксплуатации карьера	Обеспеченность запасами, месяцев		
	вскрытыми	подготовленными	готовые к выемке
Ввод в эксплуатацию	12,0–6,0	6,0–4,0	1,5–0,5
Работа с проектной мощностью	7,0–4,5	3,0–2,0	1,5–1,0
Затухание горных работ	4,5–3,5	3,5–1,5	1,0–0,5

2.7 Система разработки

В соответствии с классификацией горных пород породы и руды месторождения Аксоран по трудности экскавации относятся к II- категории.

С учетом производительности (мощности) карьера по горной массе, в качестве основного выемочно-погрузочного оборудования в карьерах приняты гидравлические экскаваторы **Komatsu PC1250-8** с ёмкостью ковша 5 м³.

Конструктивные и технологические преимущества принятых Планом горных работ и в настоящее время эксплуатируемых гидравлических экскаваторов по сравнению с механическим (канатным) экскаватором заключаются в следующем:

1. дополнительная степень свободы рабочего оборудования (одновременная подвижность стрелы, рукояти и ковша), обеспечивающая получение регулируемой траектории черпания и слоевую (сверху вниз) разработку пород;
2. 1,5–2,5 раза меньшая удельная (на 1 м³ вместимости ковша) металлоемкость конструкции;
3. большее в 2–2,2 раза усилие копания;
4. быстрый монтаж (демонтаж) рабочего оборудования, позволяющий использовать на одной машине различные его конструкции, что обеспечивает в заданный момент соответствие технологических параметров экскаватора условиям разработки;
5. независимость движения напора, подъема и поворота ковша облегчают разборку подошвы забоя и селективную выемку;



6. параметры рабочего оборудования позволяют значительно увеличить объем горной массы, вынимаемый экскаватором в забое, с одного места стояния.

Падение рудных тел и незначительная глубина карьера (до 350 м) предопределили применение системы разработки с перевозкой вскрыши на внешние отвалы (система разработки группы Б-5 по классификации проф. Е.Ф.Шешко) для отработки месторождения.

Исходя из физико-механических свойств разрабатываемых пород и конструктивных возможностей принятого типа оборудования высота рабочих на добычных уступах с целью уменьшения потерь и разубоживания принимается 5м, а на вскрышных уступах принимается равной 10м. Высота уступов при постановке бортов карьера в конечное положение 10м.

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

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

Для выполнения запроектированных объемов горных работ на карьере месторождения Аксоран принимается мощное горнотранспортное оборудование.

Таблица 2.9 демонстрирует состав оборудования каждого комплекса.

Таблица 2-9 Структура комплексной механизации карьеров

Класс комплексов	Комплексы оборудования	Оборудование комплексов для			
		Подготовки горных пород к выемке	Выемочно-Погрузочных Работ	Транспортирования	Отвалообразования
IV	ЭТО	Буровые станки ROCL8(30), Гусеничный бульдозер- Komatsu D275A	Гидравлические экскаваторы Komatsu PC1250-8 Гусеничный бульдозер- KomatsuD275A	Автосамосвалы SKT90S. , Гусеничный бульдозер- KomatsuD275A	Гусеничный бульдозер CAT D9R, Автогрейдер GD825A-2 (Комацу)
VI	ЭТР	Буровые станки ROCL8(30), Гусеничный бульдозер- Komatsu D275A	Гидравлические экскаваторы Komatsu PC1250-8 Фронтальный погрузчик CAT- 980H Гусеничный бульдозер- KomatsuD275A	Автосамосвалы SKT90S. , Гусеничный бульдозер- KomatsuD275A	Гусеничный бульдозер CAT D9R, Автогрейдер GD825A-2 (Комацу)



2.8 Буровзрывные работы

2.8.1 Техника и технология буровзрывных работ

Подготовку горных пород к выемке предусматривается осуществлять при помощи буровзрывных работ. Для рыхления будет использоваться скважинная отбойка горной массы.

Все операции БВР со взрывчатыми материалами на объектах Предприятия осуществляются на основании договора подряда и Государственной лицензии, выданной в порядке, установленном Законом Республики Казахстан «О лицензировании».

Бурение вертикальных и наклонных скважин на рыхлении руды предусматривается производить станками типа ROC L8(30) (фирмы «Atlas Copco») или аналогичными с диаметром долота от 105мм до 215 мм. Данный станок имеет относительно небольшую массу и обладает достаточно высокой маневренностью и производительностью, а также рядом преимуществ:

- высокая производительность;
- возможность бурения скважин диаметром от 105 мм (пневмоударник Atlas Copco COP-44) до 215 мм (пневмоударник Atlas Copco COP-64 GOLD);
- большая рабочая зона станка;
- возможность ведения водопонижающего бурения;
- возможность выполнять сдваивание и заоткоску уступов;
- бурение методом обратной циркуляции (RC) с отбором геологических проб при эксплуатационной разведке;
- относительно низкие эксплуатационные затраты;
- относительно низкий уровень шума и вибраций при бурении погружным пневмоударником;
- безопасность и удобство в работе.

Основное (технологическое) и контурное бурение осуществляется одним и тем же станком, Диаметр скважин принят равным 165 мм.

Согласно п.1735 Правил обеспечения промышленной безопасности буровой станок должен быть установлен на спланированной площадке на безопасном расстоянии от верхней бровки уступа не менее $L=2$ м от бровки до ближайшей точки опоры станка, а его продольная ось при бурении первого ряда скважин должна быть перпендикулярна бровке уступа. Таким образом, расстояние от станка до бровки уступа принимается равным 2 м.

Периодичность взрывов принимается исходя с учетом обеспечения годовой производительности по добыче, а также технологических возможностей. Для расчета частота взрывов принимается равной 1 раз в неделю.

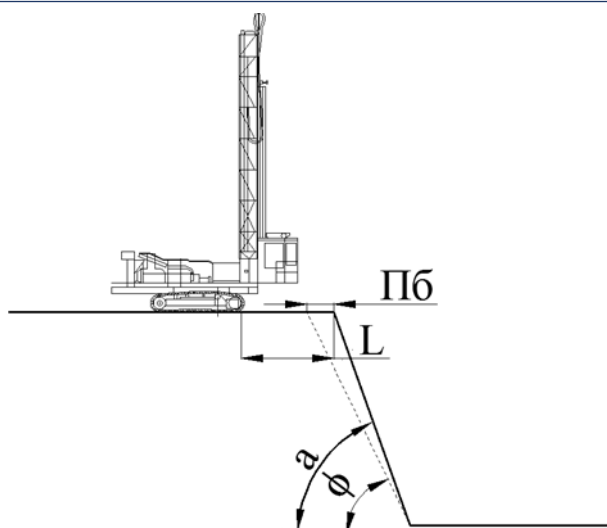


Рисунок 2-3 Размещение бурового станка на уступе

Ширина призмы возможного обрушения, м	Пб
Высота уступа, м	Ну
Расстояние от станка до бровки уступа, м	L
Угол откоса уступа в рабочем положении, град.	α
Угол откоса уступа в нерабочем (устойчивом) положении, град.	ϕ

При подходе к конечному контура карьера будет применяться контурная технология ведения буровзрывных работ, обеспечивающую сохранность берм и откосов уступов, Размер приконтурной зоны (учитывая показатели крепости пород месторождения) должен быть не менее 25 м (в соответствии с таблицей 34 Методических рекомендаций). При заоткоске уступов в предельном положении поверхность откоса создается взрыванием удлиненных зарядов контурных скважин (экранирующая щель). Щель создается при подходе фронта рабочих уступов к предельному контуру на минимально допустимое расстояние. Дальнейшая отработка приконтурной ленты проводится после создания экрана с ограничением числа рядов технологических скважин во взрывае блоке, массы заряда в них и в определенном направлении инициирования взрыва.

На каждый массовый взрыв в блоке обязательно составляется техническая документация лицами, производящими эти работы (привлеченные организации или специалисты рудника) по результатам опытных взрывов производится уточнение параметров БВР. В качестве ВВ возможно использование всех типов, разрешенных к применению на открытых горных работах и выпускаемых заводами РК. При укрупненном расчете показателей буровзрывных работ учитывалось применение Интерит 20 в качестве взрывчатого вещества. В случае производственной необходимости, может быть использован иной тип ВВ и марка бурового станка. При этом не должно быть допущено нарушение требований безопасности и ухудшение проектных технико-экономических показателей.

2.8.2 БВР и диаметр скважин

Расчет параметров буровзрывных работ:

При расчете параметров БВР диаметр скважины характеризуется его вместимостью, P которая рассчитывается по формуле:

$$P = 0,785 \cdot \Delta \cdot d_{\text{скв}}^2 = 19,3 \text{ кг/п.м.},$$

где: Δ - 0,9, кг/м³ плотность заряжения ВВ в скважине;

Расчет удельного расхода ВВ.

Удельный расход ВВ определяем по формуле Л.И. Барона:

$$q = q_0 \times K_1 \times K_2 \times K_3 \times K_4 \times K_5 \times K_6 \times K_7, \text{ кг/м}^3$$

Для руды:

$$q_{\text{уд}} = 0,8 \times 1,38 \times 2,94 \times 1 \times 0,7 \times 0,9 \times 1,58 \times 0,36 = 1,17 \text{ кг/м}^3$$

Для породы:

$$q_{\text{уд}} = 0,8 \times 1,38 \times 2,46 \times 1 \times 0,7 \times 0,9 \times 1,58 \times 0,49 = 1,33 \text{ кг/м}^3$$

где q_0 — эталонный удельный расход ВВ, кг/м³

Таблица 2-10 Эталонный удельный расход ВВ

Крепость пород по Протоdjяконову М. М.	6-8	8-10	10-12	12-14	14-16	16-18	18-20	>20
Значение удельного расхода, кг/м ³	0,4-0,5	0,5-0,6	0,6-0,7	0,7-0,9	0,9-1	1-1,2	1,2-1,3	1,3-1,5

K_1 — коэффициент, учитывающий работоспособность ВВ, принимается из соотношения теплоты взрыва эталонного ВВ — Аммонит 6ЖВ и применяемого типа ВВ — Интерит 20 по формуле:

$$K_1 = \frac{A_{\text{N}^{\circ}6\text{-ЖВ}}}{A_{\text{ВВ}}} = \frac{4710}{3417} = 1,38$$

K_2 — коэффициент, учитывающий трещиноватость массива и требуемый размер кондиционного куска горной массы;

$$K_2 = 5,5 \times \sqrt{l_{\text{тр}}/d_{\text{к}}}$$

Для руды при кондиционном куске 350 мм.

$$K_2 = 5,5 \times \sqrt{0,1/0,35} = 2,94$$

Для породы при кондиционном куске 500 мм.

$$K_2 = 5,5 \times \sqrt{0,1/0,5} = 2,46$$

K_3 - коэффициент, учитывающий схемы расположения зарядов, при параллельном расположении скважин равен 1;

K_4 - коэффициент, учитывающий условия действия зарядов, следует принимать: 1 - при отбойке на одну открытую поверхность; 0,7–0,9 - на две открытые поверхности; 1,3–1,4 - при взрывании на зажатую среду;

K_5 - коэффициент, учитывающий плотность заряда, при зарядании скважины патронированным порошкообразным ВВ вручную $K_5 = 1$; при пневматическом зарядании россыпным ВВ $K_5 = 0,9–0,95$; при использовании водосодержащих и эмульсионных ВВ $K_5 = 0,85–0,9$;

K_6 - коэффициент, учитывающий диаметр скважины и рассчитывается по формуле:

$$K_6 = 165 / 105 = 1,58$$

K_7 — коэффициент, учитывающий допустимый выход негабарита рассчитывается по формуле:

$$K_7 = \sqrt{K_8} - \sqrt{K_8 - 1}$$

Для руды:

$$K_7 = \sqrt{2,56} - \sqrt{2,56 - 1} = 0,36$$

Для породы:

$$K_7 = \sqrt{1,63} - \sqrt{1,63 - 1} = 0,49$$

где:

$$K_8 = \frac{(\vartheta_{\text{нг}} + a)^2}{4 \times b \times c}$$

Для руды:

$$K_8 = \frac{(7 + 25)^2}{4 \times 10 \times 10} = 2,56$$

Для породы:

$$K_8 = \frac{(0,5 + 25)^2}{4 \times 10 \times 10} = 1,63$$

где: $\vartheta_{\text{нг}}$ – допустимый выход негабарита, не более 7% для руды и 0.5% для породы.

a , b , c – эмпирические коэффициенты принимаются равными в пределах $a - (20 \div 30)$, $b - (8 \div 20)$, $c - (10 \div 30)$. Для a и c большие значения соответствуют породам меньшей крепости, для b наоборот, принимаем для пород средней крепости $a=25$, $c=10$, $b=10$

Таким образом, преодолеваемая линия сопротивления по подошве уступа для диаметра скважины 165 мм и ВВ типа Интерит 20 рассчитывается по следующей формуле:

$$W = 0,9 \times \sqrt{\frac{P}{q_{\text{уд}}}}, \text{ м}$$

Для руды:

$$W = 0,9 \times \sqrt{\frac{19,3}{1,17}} = 3,7 \text{ м}$$

Для породы:

$$W = 0,9 \times \sqrt{\frac{19,3}{1,33}} = 3,5 \text{ м}$$

Расчет сетки скважин ($l_c \times l_p$), м

Расстояние между скважинами (l_c) рассчитывается по формуле:

$$\begin{aligned} l_c &= (0,8 \pm 1,2) \times l_p, \text{ м} \\ l_c &= 1 \times 3,7 = 3,7 \text{ м, для руды} \\ l_c &= 1 \times 3,5 = 3,5 \text{ м, для породы} \end{aligned}$$

где: l_p – расстояние между рядами скважин, м.

$$\begin{aligned} l_p &= 1 \times W \\ l_p &= 1 \times W = 1 \times 3,7 = 3,7 \text{ м, для руды} \\ l_p &= 1 \times W = 1 \times 3,5 = 3,5 \text{ м, для породы} \end{aligned}$$

$(0,8 \pm 1,2)$ – коэффициент сближения скважин, рекомендуется применять для пород легко и средне-взрывааемых ≥ 1 , для трудно-взрывааемых пород ≤ 1 .

Вес заряда в скважине:

$$Q_{\text{зар}} = q_{\text{уд}} \times l_c \times l_p \times H_y, \text{ кг}$$

Для руды:

$$Q_{\text{зар}} = 1,17 \times 3,7 \times 3,7 \times 10 = 160,2 \text{ кг}$$

Для породы:

$$Q_{\text{зар}} = 1,33 \times 3,5 \times 3,5 \times 10 = 162,9 \text{ кг}$$

Высота заряда рассчитывается по формуле:

$$L_{\text{зар}} = \frac{Q_{\text{зар}}}{P}, \text{ м}$$

Для руды:

$$L_{\text{зар}} = \frac{160,2}{19,3} = 8,3 \text{ м}$$

Для породы:

$$L_{\text{зар}} = \frac{162,9}{19,3} = 8,5 \text{ м}$$

Величина перебура:

$$L_{\text{пер}} = 0,5 \times W \times q_{\text{уд}}$$

Для руды:

$$L_{\text{пер}} = 0,5 \times 1,17 \times 3,7 = 2,2 \text{ м}$$

Для породы:

$$L_{\text{пер}} = 0,5 \times 1,33 \times 3,5 = 2,4 \text{ м}$$

Глубина скважины:

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

Для руды:

$$L_{\text{скв}} = 10 + 2,2 = 12,2 \text{ м}$$

Для породы:

$$L_{\text{скв}} = 10 + 2,4 = 12,4 \text{ м}$$



Высота забойки:

$$I_{\text{заб}} = L_{\text{СКВ}} - I_{\text{зар}}, \text{ м.}$$

Для руды:

$$I_{\text{заб}} = 12,2 - 8,3 = 3,9 \text{ м}$$

Для породы:

$$I_{\text{заб}} = 12,4 - 8,5 = 3,9 \text{ м}$$

Выход горной массы с 1 скважины:

$$V_{1\text{СКВ}} = I_c \times I_p \times H_y, \text{ м}^3$$

Для руды:

$$V_{1\text{СКВ}} = 3,7 \times 3,7 \times 10 = 136,9 \text{ м}^3$$

Для породы:

$$V_{1\text{СКВ}} = 3,5 \times 3,5 \times 10 = 122,5 \text{ м}^3$$

Выход горной массы с 1 п.м. скважины:

$$V_{1\text{пог.м.СКВ}} = \frac{V_{1\text{СКВ}}}{L_{\text{СКВ}}}, \text{ м}^3$$

Для руды:

$$V_{1\text{пог.м.СКВ}} = \frac{136,9}{12,2} = 11,2 \text{ м}^3$$

Для породы:

$$V_{1\text{пог.м.СКВ}} = \frac{122,5}{12,4} = 9,9 \text{ м}^3$$

Таблица 2.11 и Таблица 2.12 демонстрируют рассчитанные значения параметров БВР.

Таблица 2-11 Расчет буровзрывных параметров

Наименование показателя	Ед. измер.	Аксоран	
		Руда	Вскрыша
Расчетный удельный расход ВВ			
Расчетный удельный расход ВВ	кг/м ³	1,17	1,33
Вес заряда, размещаемого в 1 м скважины (вместимость)			
Диаметр скважины	м	0.165	0.165
Плотность ВВ	т/м ³	0,9	0,9
Вес заряда, размещаемого в 1 м скважины (вместимость)	кг/м	19,3	19,3



Глубина перебура скважин			
Расчетная длина перебура	м	2,2	2,4
Глубина скважин			
Высота уступа	м	10	10
Глубина скважин	м	12,2	12,4
Линия наименьшего сопротивления (ЛНС)			
Угол откоса рабочего уступа	град.	75	75
ЛНС	м	3,7	3,5
Расстояние между скважинами в ряду			
Коэффициент сближения скважин		1	1
Расстояние между скважинами	м	3,7	3,5
Расстояние между рядами	м	3,7	3,5
Вес скважинного заряда			
Вес скважинного заряда	кг	160,2	162,9
Длина заряда/забойки			
Длина заряда	м	8,3	8,5
Длина забойки	м	3,9	3,9
Объемные показатели			
Выход горной массы с 1 скважины	м ³	136,9	122,5
Выход горной массы с 1 п.м. скважины	м ³	11,2	9,9

Таблица 2-12 Расход ВВ на один массовый взрыв (расчет на максимальный годовой объем)

Показатель	Ед. изм.	усл. обоз.	формула	Руда (2035г)	Вскрыша (2033г)
Объем БВР	м ³ /год	A _{год}		568 966	3 620 690
Дней в году		T _{год}		365	365
Период, необходимый для обеспечения бесперебойной работы выемочно-погрузочного оборудования		t _{год}		9	7
Расчетный удельный расход ВВ	кг/м ³	q _р		1,17	1,33
Максимальная суточная производительность	м ³	Z _{макс.сут}	Z _{макс.сут} =A _{год} /T _{год}	1 558.9	9919.7
Объем блока	м ³	V _{блок}	V _{блок} =Z _{макс.сут} *t _{год}	14 030.1	69 437.9
Максимальное количество ВВ, необходимое для взрывания блока	кг	Z _{вв}	Z _{вв} =V _{блок} *q _р	16 415,2	92 342,4
Выход горной массы с 1 п.м блока	м ³	V _{1пог.м.скв}		12	10,6
Годовой объем бурения	пог.м	Z _{год}	Z _{год} =A _{год} /V _{1пог.м.скв}	50 800.5	341 574,5
Общий объем бурения	пог.м			392 375	

2.8.3 Расчет количества буровых станков

Объем бурения:

$$V_{\text{бур}} = Q_{\text{год}} / V_{\text{1п.м.скважины}}$$



где: $Q_{\text{год}}$ - годовой объем горной массы, м³;
 $V_{\text{1 п.м. скважины}}$ - выход горной массы с 1 п.м. скважины.

Производительность буровой установки

$$P_{\text{бур}} = N_{\text{см}} * T_{\text{см}} * K_{\text{исп}} * q_{\text{бур}}$$

где: $N_{\text{см}}$ - число смен в сутки;
 $T_{\text{см}}$ - продолжительность смены, ч;
 $K_{\text{исп}}$ - коэффициент использования времени;
 $q_{\text{бур}}$ - техническая скорость бурения, м/ч.

$$P_{\text{бур}} = 2 * 11 * 0,8 * 24 = 422,4$$

Расчет требуемого количества буровых станков

$$N_{\text{станков}} = V_{\text{бур}} / P_{\text{год}}$$

где: $P_{\text{год}}$ – годовая производительность станка.

$$N_{\text{станков}} = 392\,375 / 154\,176 = 2,5$$

Для обеспечения требуемого объема бурения ПГР принимается 3 станка.

Расчет расхода дизтоплива приведена в таблице 2-13



Таблица 2-13 Расход дизтоплива и смазочных материалов

Год		2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039	2040	2041	2042	2043	2044	2045
Годовой объем бурения	тыс.п.м	286,6	286,6	286,6	286,6	286,6	995,5	995,5	1084,8	1084,8	1084,8	1084,8	1084,8	639,4	639,4	639,4	639,4	639,4	413,3
Количество буровых станков	шт	1	1	1	1	1	3	3	3	3	3	3	3	2	2	2	2	2	2
Технический норматив расхода дизтоплива	л/ч	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50
Время работы станка в год	час	7300	7300	7300	7300	7300	7300	7300	7300	7300	7300	7300	7300	7300	7300	7300	7300	7300	7300
Расход дизтоплива	тыс.л/г	365	365	365	365	365	1095	1095	1095	1095	1095	1095	1095	730	730	730	730	730	730
Расход смазочных материалов	тн/г	10,9	10,9	10,9	10,9	10,9	32,7	32,7	32,7	32,7	32,7	32,7	32,7	21,8	21,8	21,8	21,8	21,8	21,8

2.8.4 Заоткоска уступов

При подходе горизонтов к конечному проектному контуру карьера производится контурное взрывание скважин для образования заданного угла погашения борта карьера.

Для достижения проектных углов заоткоски скальных уступов применяется метод предварительного щелеобразования. Данный метод наиболее подходит при БВР в крепких скальных породах, с углом откосов уступов $\geq 60^\circ$.

Сущность этого метода заключается в следующем: вдоль верхней бровки уступа бурится ряд наклонных скважин на глубину уступа. Угол наклона скважин равен проектному углу наклона сдвоенного уступа. Бурение производится буровым станком типа ROC L 8 фирмы Atlas Copco с диаметром бурения 160 мм, либо аналогичным.

Скважины бурят на расстоянии 1,5 м друг от друга и заряжают через одну. Длина заряда принимается равной $2/3$ длины скважины с учетом перебура.

Скважины предварительного щелеобразования взрывают до взрыва технологических скважин в приконтурной зоне. Ширина приконтурной зоны составляет 25-30 м. Взрывание скважин производят группами до 10-15 штук одновременно. Инициирование зарядов производят сверху.

Технологические скважины последнего ряда (первого от ряда скважин предварительного щелеобразования) располагают от контура щелеобразования на расстоянии, меньшем в 1,7–2 раза, чем между остальными скважинами (чем сетка

скважин). Заряд в них уменьшают на 30–35%. Работы по образованию отрезной

щели необходимо выполнять предварительно, до подхода основных технологических работ к конечному контуру на 40–50 м.

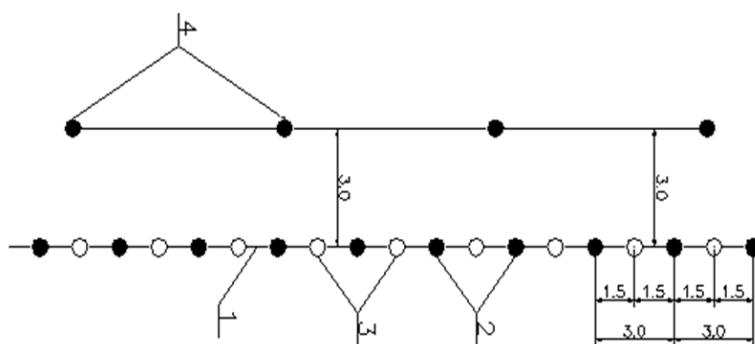


Рисунок 2-4 Схема щелеобразования на предельном контуре уступа

1 – линия предельного контура уступа;

2 – заряженные скважины;

3 – незаряженные скважины;

4 – скважины последнего (ближнего) ряда технологических скважин.

2.8.5 Расчет радиусов опасных зон

Расстояния, безопасные по действию ударной воздушной волны на здания и сооружения

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

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

$$r_b = K_b * \sqrt[3]{Q}$$

где K_b - коэффициент пропорциональности, зависящий от условий расположения и массы заряда ($K_b = 10$);

Q - максимальная масса заряда, 92 342,4 кг

Для руды:

$$r_b = 10 * \sqrt[3]{16\,415,2} = 255 \text{ м}$$

Для вскрыши:

$$r_b = 10 * \sqrt[3]{92\,342,4} = 452 \text{ м}$$

Расстояния, безопасные по разлету отдельных кусков породы (грунта) при взрывании скважинных зарядов

Расстояния, безопасные по разлету отдельных кусков породы (грунта) при взрывании скважинных зарядов.

Радиус опасной зоны по разлету кусков породы при взрывах скважинных зарядов, рассчитывается по формуле:

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

Для руды:

$$r_{\text{разл}} = 1250 * 0,68 * \sqrt{\frac{12}{1+1} * \frac{0,165}{3,7}} = 442 \text{ м}$$

Для вскрыши:

$$r_{\text{разл}} = 1250 * 0,68 * \sqrt{\frac{12}{1+1} * \frac{0,165}{3,5}} = 468 \text{ м}$$

где η_z - коэффициент заполнения скважины ВВ, $\eta_z = L_{\text{зар}}/L_{\text{скв}}$;
 $\eta_{\text{заб}}$ - коэффициент заполнения скважины забойкой (при полной забойке $\eta_{\text{заб}}=1$);
 f – коэффициент крепости пород.
 d – диаметр скважины, м.
 a – расстояние между скважинами, м.

Коэффициент заполнения скважины взрывчатым веществом:

Для руды:

$$\eta_z = L_{\text{зар}}/L_{\text{скв}} = 8,3/12,2 = 0,68$$

Для вскрыши:

$$\eta_z = L_{\text{зар}}/L_{\text{скв}} = 8,5/12,4 = 0,68$$

Таблица 2.14 демонстрирует расчет радиуса опасной зоны по разлету кусков породы.

Таблица 2-14 Расчет радиуса опасной зоны по разлету кусков

Параметр	Обозн.	Ед.изм.	С 2028 года	
			Руда	Вскрыша
Коэффициент заполнения скважины ВВ	пз		0,68	0,68
Длина скважины	Lскв	м	12,2	12,4
Длина заряда в скважине	Lзар	м	8,3	8,5
Коэффициент заполнения скважины забойкой	пзаб		1.0	1.0
Коэффициент крепости	f		12	12
Диаметр скважины	d	м	0.165	0.165
Расстояние между скважинами	a	м	3,7	3,5
Расчетный радиус опасной зоны по разлету кусков породы	гразл	м	472	485,3
Принятый радиус опасной зоны по разлету кусков породы		м	442	468

2.8.6 Определение сейсмических безопасных расстояний при взрывах

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

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



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

K_r - коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого

здания (сооружения), 5;

K_c - коэффициент, зависящий от типа здания (сооружения) и характера застройки. Небольшие жилые поселки - 2;

α - коэффициент, зависящий от условий взрывания. Камуфлетный взрыв и взрыв на рыхление - 1;

Q - масса заряда, кг.

Для руды:

$$r_c = K_r * K_c * \alpha * \sqrt[3]{Q} = 5 * 2 * 1 * \sqrt[3]{16\,415,2} = 254 \text{ м}$$

Для вскрыши:

$$r_c = K_r * K_c * \alpha * \sqrt[3]{Q} = 5 * 2 * 1 * \sqrt[3]{92\,342,4} = 452 \text{ м}$$

2.9 Выемочно-погрузочные работы

Непосредственная разработка горных пород на карьере, представляющая собой выемку и погрузку в средства транспорта или выемку, перемещением рабочим органом машины и разгрузку в отвал, носит название выемочно-погрузочных работ или экскавации горной массы. Для механизации этого процесса используются карьерные и универсальные машины с различными технологическими и эксплуатационными качествами. Их применение определяется конкретными горнотехническими и природными условиями.

Выемочно-погрузочные машины являются определяющими по производительности в комплексе горных и транспортных машин технологического потока. Их производительность зависит от подготовки горных пород к выемке и транспортного обслуживания.

2.9.1 Выбор и обоснование оборудования

Исходя из объемов экскавации горной массы и горнотехнических условий месторождения целесообразно использование гидравлических экскаваторов на дизельном топливе. Гусеничный ходовой механизм является главным преимуществом.

Карьерные гидравлические экскаваторы имеют свои технологические и экономические преимущества, определяющие устойчивый спрос на различные типоразмеры в диапазоне вместимости ковша от 4 до 35 м³.

Эти машины позволяют осуществлять выемку пород верхним и нижним черпанием, выполнять погрузку как на горизонте установки экскаватора, так и выше или ниже него, отличаются высокой мобильностью и multifunctionality. Гидравлические экскаваторы обеспечивают высокую



эффективность селективной разработки сложно структурных месторождений, возможность обслуживания нескольких забоев для усреднения добываемой руды, эффективную разработку обводненных залежей (в их числе – техногенных месторождений в виде отходов обогащения руд), безвзрывную выемку полускальных пород.

Так как вместимость кузова автосамосвала должна обеспечивать погрузку грунта в объеме не менее емкости трех (обычно 4–7) ковшей экскаватора, целесообразно использование экскаватора емкостью ковша 5м³ для автосамосвала вместимостью кузова 55 тонн.

2.9.2 Расчет производительности

Техническая производительность одноковшовых экскаваторов зависит от вместимости ковша, длительности цикла и свойств разрабатываемых горных пород, которые влияют на длительность операции черпания и наполнения ковша.

Производительность выемочно-погрузочного оборудования рассчитывается на основании "Методических рекомендаций по технологическому проектированию горнодобывающих предприятий открытым способом разработки".

Теоретическая производительность экскаватора рассчитывается по формуле:

$$Q_{\text{теор}} = (E * 3600) / T_{\text{ц}}, \text{ м}^3/\text{час}$$

где E – вместимость ковша экскаватора, м³;

T_ц – время рабочего цикла, с;

Техническая производительность экскаватора рассчитывается по формуле:

$$Q_{\text{тех}} = Q_{\text{теор}} * k_{\text{э}} \frac{t_p}{t_p + t_{\text{п}}}, \text{ м}^3/\text{час}$$

где t_p – время непрерывной работы на одном месте, мин.;

t_п – время передвижки экскаватора, мин.;

k_э – коэффициент экскавации, k_э = K_н/K_р;

K_р – коэффициент разрыхления.

K_н – коэффициент наполнения ковша.

Часовая производительность экскаватора рассчитывается по формуле:

$$Q_{\text{тех}} = Q_{\text{теор}} * k_{\text{э}} \frac{t_p}{t_p + t_{\text{п}}}, \text{ м}^3/\text{час}$$

где k_{ис} – коэффициент использования в течение часа.

Сменная производительность экскаватора рассчитывается по формуле:

$$Q_{\text{смен}} = Q_{\text{тех}} * T_{\text{см}} * k_{\text{см}}, \text{ м}^3/\text{смен},$$

где $T_{\text{см}}$ - продолжительность смены, ч.;
 $k_{\text{см}}$ - коэффициент использования в течение смены.

Суточная производительность экскаватора рассчитывается по формуле:

$$Q_{\text{сут}} = Q_{\text{смен}} * n, \text{ м}^3/\text{сут},$$

где n – число смен в сутки.

Годовая производительность экскаватора рассчитывается по формуле:

$$Q_{\text{год}} = Q_{\text{сут}} * T_{\text{год}}, \text{ м}^3/\text{год},$$

где $T_{\text{год}}$ – годовое время работы экскаватора, сут.

Таблица 2.15 демонстрирует расчет производительности экскаваторов.

Таблица 2-15 Расчет производительности экскаваторов

№№ п.п.	Наименование показателей	Условные обозначения	Ед. изм.	Komatsu PC1250-8
1	Емкость ковша	Е	м ³	5
2	Оперативное время на цикл экскавации		сек	36
3	коэффициент наполнения ковша			0,95
4	продолжительность смены		мин	660
5	время непрерывной работы на одном месте		мин	30
6	время передвижки экскаватора		мин	5
7	коэффициент экскавации			0,66
8	коэффициент разрыхления			1,45
9	коэффициент использования в течение часа			0,75
10	коэффициент использования в течение смены			0,833
11	число смен в сутки для руды	n		2
12	годовое время работы экскаватора для руды		сут	365
Результаты расчета				
1	Теоретическая производительность		м ³ /час	500
3	Техническая производительность		м ³ /час	200
5	Часовая производительность		м ³ /час	166



6	Сменная производительность		м ³ /смен	2 000
8	Суточная производительность		м ³ /сут	4 000
10	Годовая производительность		м ³ /год	1 460 000

2.9.3 Расчетный парк оборудования

Расчетный парк экскаваторов считаем по формуле:

$$N_p = A_{\text{год}} / Q_{\text{год}}, \text{ машин}$$

где $A_{\text{год}}$ — объем вывозимой горной массы в год, м³/год
 $Q_{\text{год}}$ — годовая производительность экскаватора, м³.

Таблица 2.16 демонстрирует расчет парка оборудования.



Таблица 2-16 Расчеты парка оборудования

Год	Усл. Обозн.		2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039
Производительность Карьера	$A_{\text{год}}$	м³/год	1 122 378	1 122 378	1 122 378	1 122 378	1 122 378	3 898 602	3 986 014	4 153 846	4 248 252	4 248 252	4 248 252	4 248 252
Производительность Экскаватора	$Q_{\text{год}}$	м³/год	1 460 000	1 460 000	1 460 000	1 460 000	1 460 000	1 460 000	1 460 000	1 460 000	1 460 000	1 460 000	1 460 000	1 460 000
Кол-во экскаваторов	N_p	ед.	1	1	1	1	1	3	3	3	3	3	3	3

Год	Усл. Обозн.		2040	2041	2042	2043	2044	2045
Производительность Карьера	$A_{\text{год}}$	м³/год	2 500 000	2 500 000	2 500 000	2 500 000	2 500 000	1 618 217
Производительность Экскаватора	$Q_{\text{год}}$	м³/год	1 460 000	1 460 000	1 460 000	1 460 000	1 460 000	1 460 000
Кол-во экскаваторов	N_p	ед.	2	2	2	2	2	2

Таблица 2-17 Сводные технико-экономические показатели выемочно-погрузочных работ

Показатель	Усл. Обозн.	Расчетная формула	Ед. изм	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037	2038
Расчетный рабочий парк Komatsu PC1250-8	N_p	$N_p = A_{\text{год}}/Q_{\text{год}}$	ед.	1	1	1	1	1	3	3	3	3	3	3
Время работы	$B_{\text{год}}$	$B_{\text{год}} = T_{\text{см}} * n * N_p$ $* T_{\text{год}}$	ч/год	8 300	8 300	8 300	8 300	8 300	24 900	24 900	24 900	24 900	24 900	24 900
Дизельное топливо	$V_{\text{год}}$	$V_{\text{год}} = V_{\text{час}} * B_{\text{год}}$	т	551	551	551	551	551	1 600	1 600	1 600	1 600	1 067	1 067
			л	664 000	664 000	664 000	664 000	664 000	1 927 200	1 927 200	1 927 200	1 927 200	1 927 800	1 927 200
Расход масел	$H_{\text{мг}}$	$H_{\text{мг}} = (V_{\text{год}} * H_{\text{м}})/100$	л	18 592	18 592	18 592	18 592	18 592	53 962	53 962	53 962	53 962	53 962	53 962
Расход смазочных материалов	$H_{\text{смг}}$	$H_{\text{смг}} = (V_{\text{год}} * H_{\text{см}})/100$	кг	9 960	9 960	9 960	9 960	9 960	28 908	28 908	28 908	28 908	28 908	28 908
Показатель	Усл. Обозн.	Расчетная формула	Ед. изм	2039	2040	2041	2042	2043	2044	2045				
Расчетный рабочий парк Komatsu PC1250-8	N_p	$N_p = A_{\text{год}}/Q_{\text{год}}$	ед.	3	2	2	2	2	2	2				
Время работы	$B_{\text{год}}$	$B_{\text{год}} = T_{\text{см}} * n * N_p$ $* T_{\text{год}}$	ч/год	24 900	16 600	16 600	16 600	16 600	16 600	16 600				
Дизельное топливо	$V_{\text{год}}$	$V_{\text{год}} = V_{\text{час}} * B_{\text{год}}$	т	1 067	1 067	1 067	1 067	1 067	1 067	1 067				
			л	1 927 200	1 284 800	1 284 800	1 284 800	1 284 800	1 284 800	1 284 800				
Расход масел	$H_{\text{мг}}$	$H_{\text{мг}} = (V_{\text{год}} * H_{\text{м}})/100$	л	53 962	35 974	35 974	35 974	35 974	35 974	35 974				
Расход смазочных материалов	$H_{\text{смг}}$	$H_{\text{смг}} = (V_{\text{год}} * H_{\text{см}})/100$	кг	28 908	19 272	19 272	19 272	19 272	19 272	19 272				

Таблица 2-18 Расчет технических показателей норм расхода ГСМ

№	Наименование показателей	Усл. обозначение	Ед. изм	Komatsu PC1250-8
1	Расход дизельного топлива в час	$v_{\text{год}}$	л/час	80
2	Плотность дизтоплива	ρ		0,83
3	Норма расхода моторного масла на 100л расходуемого топлива	H_m	л/100л	2.8
4	Норма расхода смазочных материалов 100л расходуемого топлива	H_m	кг/100л	1,5

2.10 Карьерный транспорт

Горнотехнические условия разработки, параметры системы разработки, масштабы производства, опыт эксплуатации, а также ряд технологических и экономических факторов предопределили выбор вида транспорта.

В данном Плане горных работ для транспортировки руды и вскрышных пород принимается автомобильный транспорт, основными преимуществами которого являются:

- независимость от внешних источников питания энергии;
- упрощение процесса отвалообразования;
- сокращение длины транспортных коммуникаций;
- мобильность.

При выборе типа автотранспорта учитывались параметры выемочно-погрузочного оборудования и проектная производительность карьеров по горной массе. Для транспортировки горной массы используются автосамосвалы **SKT90S**. В расчетах условно принято использование самосвалов **SKT90S**. В случае производственной необходимости могут быть применены иные типы автосамосвалов.

Таблица 2-19 Технические характеристики Sany SKT90S:

Модель двигателя	Weichai WP13G530E310
Объем кузова (геометрический/с шапкой)	33 / 38 куб.м
КПП	автоматическая
Номинальная мощность	390 / 530 кВт/л.с.
Грузоподъемность	60 т
Топливный бак	530 л
Снаряженная масса	33 т



Время опускания кузова	25 сек
Время подъема кузова	35 сек
Система рулевого управления	полное гидравлическое рулевое управление + аварийное управление
Нагрузка на мост	20+35+35 т
Общая масса	92 т
Рабочий объем двигателя	12.54 л
Шины	16,00 R25 Wire Tyre / Tubeless
Тип привода	6x4
Максимальный крутящий момент	2300 Н/м
Коробка передач	АКПП, FC 6A250DPR
Макс. преодолеваемый уклон	0.3
Максимальная скорость	38 км/ч
Минимальный радиус поворота	12000 мм
Длина	9107 мм
Ширина	3660 мм
Высота	4530 мм
Толщина днища/стенок кузова	16 / 10
Колесная база	3675 + 1750 мм
Ширина колеи между передними колесами	2759 мм
Ширина колеи между средними и задними колёсами	2636 мм
Минимальный дорожный просвет	380 мм

Режим работы автотранспорта, задействованного на транспортировке руды круглогодичный, односменный.

Режим работы автотранспорта, задействованного на транспортировке вскрыши круглогодичный, двухсменный.

2.10.1 Расчет транспортной работы

Сменная производительность автосамосвала определяется по формуле:

а) техническая производительность.

$$Q_{\text{тех}} = Q * n * k_{\Gamma}, \text{ т/см}$$

б) эксплуатационная.

$$Q_{см} = Q_{тех} T_{см} * k_{см}, \text{ т/см}$$

где $T_{см}$ - продолжительность смены, мин;

n – число рейсов в час.

$k_r = 0,9-0,95$ – коэффициент использования грузоподъемности.

$k_{см}$ – коэффициент использования рабочего времени в течении смены.

T_p - время рейса, мин;

Время рейса определяется по формуле:

$$T_p = t_{п} + t_{двг} + t_p + t_{мз} + t_{мр}, \text{ мин}$$

где $t_{п}$ - время погрузки автомобиля.

t_p - продолжительность разгрузки самосвала, $(0,75 \div 1,0)$ мин;

$t_{мз}$ - время, затрачиваемое на маневры при загрузке,

(сквозная - $0,1 \div 0,2$; петлевая - $0,33 \div 0,42$; тупиковая - $0,83 \div 1,0$) мин;

$t_{мр}$ - время, затрачиваемое на маневры при разгрузке, $(1,34 \div 1,72)$ мин.

$t_{двг}$ - время движения самосвала в грузовом и порожнем направлении

$$t_{п} = Q * t_{ц} / M, \text{ мин}$$

$$t_{п} = 60 * \frac{0,6}{11,5} = 3,1, \text{ мин}$$

где $t_{ц}$ - оперативное время на цикл, мин;

M – масса породы в ковше:

$n_{ковш}$ - количество загружаемых ковшей на машину,

Количество загружаемых ковшей на машину определяется по формуле:

$$n_{ковш} = \frac{q}{p_{ч}}, \text{ шт}$$

где $p_{ч}$ - вес черпания, т.

Вес черпания определяется по формуле:

$$p_{ч} = E * y * k_э, \text{ тонн}$$

где E - геометрический объем ковша, м^3 ;

y - объемный вес, т/м^3 ;

Таблица 2-20 Расчет времени погрузки самосвала

Наименование параметра	Ед.изм.	Обозначение	Расчетная формула	Руда
Грузоподъемность автосамосвала	т	q		60
Геометрический объем ковша	м ³	E		6,5
Объемный вес	т/м ³	γ		2,86
Коэффициент экскавации		к _э	к _{нап} / к _р	0,6
Количество загружаемых ковшей на машину	Ковшей	n _{ковш}	q/p _ч	5
Оперативное время на цикл	Мин	T _ц		0,6
Коэффициент наполнения ковша		к _{нап}		0,9
Коэффициент разрыхления		к _р		1,45
Средняя техническая скорость в грузовом направлении	км/час	V _{ГР}		25
Средняя техническая скорость без груза	км/час	V _{ПОР}		35
Продолжительность смены	ч	T _{см}		11
Кол-во смен				2
Кол-во дней в году				365

Время движения самосвала в грузовом и порожнем направлении определяется по формуле

$$t_{\text{двг}} = k_{\text{р.з.}} * L_{\text{гр}} / V_{\text{гр}} \text{ м мин}$$

где L - расстояние транспортирования груза, км;

$V_{\text{гр}}$ - средняя техническая скорость в грузовом направлении, км/ч;

$V_{\text{пор}}$ - средняя техническая скорость без груза, км/ч;

$k_{\text{р.з.}}$ - к-т, учитывающий разгон и замедление при движении, (1,10 ÷ 1,12).

$k_{\text{э}}$ - коэффициент экскавации.



Таблица 2-21 Продолжительность одного рейса автосамосвала

Год		2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039	2040	2041	2042	2043	2044	2045
Время движения самосвала в грузовом и порожнем направлении	мин	4,2	5,1	6,0	7,4	9,2	11,6	12,4	13,8	14,7	16,1	16,6	17,4	18,5	18,2	18,6	20,0	20,5	20,8
Расстояние транспортирования груза	км	0,910	1,100	1,300	1,600	2,000	2,500	2,700	3,000	3,200	3,500	3,600	3,800	4,000	4,100	4,200	4,300	4,400	4,500
Продолжительность одного рейса автосамосвала	мин	10,3	11,5	12	13,3	15,3	17,5	18,3	19,7	20,5	21,9	22,4	23,3	24,2	24,7	25,1	25,5	25,9	26,2

-

Часовая производительность автосамосвала определяется по формуле

$$Q_{\text{час}} = \frac{Q_{\text{см}}}{T_{\text{см}}}, \text{ т/час}$$

где $T_{\text{см}}$ - продолжительность смены, час;

Сменный грузопоток карьера определяется по формуле

$$Q'_{\text{см}} = \frac{A * k_{\text{н.р}}}{n_{\text{раб}} * n_{\text{см}}}, \text{ т/см}$$

где A - количество транспортируемого материала, т;

$k_{\text{н.р}}$ - коэффициент неравномерности работы карьера, $(1,1 \div 1,2)$;

$n_{\text{раб}}$ - количество рабочих дней в году;

$n_{\text{см}}$ - количество смен в сутки.

Сменная производительность

$$Q_{\text{см}} = 60 * \frac{T_{\text{см}}}{T_{\text{р}}} * q * k_{\text{г}}, \text{ т/см}$$

где $T_{\text{см}}$ - продолжительность смены, час;

$T_{\text{р}}$ - время рейса, час;

q - грузоподъемность автосамосвала, т;

$k_{\text{г}}$ - Коэффициент технической готовности автосамосвала.

2.10.2 Парк откаточного оборудования

Рабочий парк откаточного оборудования определяется по формуле:

$$N_{\text{раб}} = k_{\text{н.д.}} * \frac{Q'_{\text{см}}}{Q_{\text{см}}}, \text{ шт}$$

где $k_{\text{н.д.}}$ - Коэффициент неравномерности движения автосамосвалов.

Необходимый инвентарный парк автосамосвалов определяется по формуле:

$$N_{\text{инв}} = \frac{N_{\text{раб}}}{k_{\text{г}}}, \text{ шт}$$

где $k_{\text{г}}$ - коэффициент технической готовности автосамосвала, $(0,75 \div 0,80)$.

Расход дизельного топлива, количество масла и смазки, потребное число комплектов автошин.



Расход дизельного топлива определяете по формуле:

$$H_T = V_T * T_{см} * N_{смен} * N_{раб.дн.} * N_{раб.}, \text{ л/год}$$

где V_T – расход дизельного топлива в час, л/час (60л/ч);

Расход дизельного топлива принят исходя из технических характеристик карьерного самосвала **SKT90S**.

Расход масла и смазки определяете по формуле

$$H_M = H_T * V_M / 100 \text{ л}, \text{ л/год}$$

где H_T - Расход дизельного топлива, л/год;

V_M - расход масла и смазки на 100л. израсходованного топлива. (4 л/100л)



Таблица 2-22 Необходимый парк откаточного оборудования

Наименован параметра	Обозн ач.	Ед. изм	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039	2040	2041	2042	2043	2044	2045
Объём перевозимой горной массы	А	тыс. т	3.210, 0	3 210,0	3 210,0	3 210,0	3 210,0	11 150, 0	11 400, 0	11 880, 0	12 150,0	12 150, 0	12 150, 0	12 150, 0	7 150,0	7 150,0	7150,0	7 150,0	7 150,0	4,628,3
Коэф. технической готовности а/самосвала	к _г		0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8
Сменный грузопоток карьера	Q' _{см}	т/см	5 277	5 277	5 277	5 277	5 277	16 801	16 801	16 801	19 973	19 973	19 973	19 973	11 163	11 163	11 163	11 163	11 163	7 608
Сменная производит. а/самосвала	Q _{см}	т/см	1 863	1 584	1 584	1 440	1 242	1 092	1 039	966	932	868	849	816	792	769	758	745	735	725
Коэф.неравномер ности работы карьера	к _{н.р.}		1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2
Рабочий парк а/самосвалов	N _{раб}	ед	3,4	4,0	4,0	4,4	5,1	18,5	19,4	20,9	25,7	27,6	28,2	29,3	16,9	17,4	17,7	18,0	18,2	12,6
Коэф.неравномер ности движения а/самосвалов	к _{н.д.}		1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2
Необходим. инвентарный парк а/самосвалов	N _{инв}	ед	4,0	4,8	4 .8	5,3	6,1	22,2	23,3	25.1	30,8	33,1	33,8	35,2	20,3	20,1	21,2	21,6	21,8	15,1
Принятый инвентарный парк		ед	4	5	5	6	7	23	24	26	31	34	34	36	21	22	22	22	22	9

Таблица 2-23 Расход диз.топлива, масла и смазки за год

Наименование параметра	Ед.изм	Обознач	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039	2040	2041	2042	2043	2044	2045
Рабочих дней в год	дней	N _{раб.дн.}	365	365	365	365	365	365	365	365	365	365	365	365	365	365	365	365	365	365
Число смен в сутки	смен	N _{смен}	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0
Продолжительность смены	час	T _{см}	11,0	11,0	11,0	11,0	11,0	11,0	11,0	11,0	11,0	11,0	11,0	11,0	11,0	11,0	11,0	11,0	11,0	11,0
Рабочий парк автосамосвалов	ед	N _{раб}	4	5	5	6	7	23	24	26	31	34	34	36	21	22	22	22	22	16
Расход диз. Топлива	л/час	V _т	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
расход масла и смазки	л	V _м	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4
Дизельное топливо	тыс.л	Н _т	3212	4015	4015,0	4818,0	5621,0	18469	19272	2087 8	2489 3	2730 2	2730 2	2890 8	1686 3	1766 6	1766 6	1766 6	17666	7227,0
	тыс.т		2,569	3,292	3,292	3,951	4,609	15,144	15,80	17,12	20,41	22,38	22,38	23,70	13,82	14,48	14,48	14,48	14,48	5,92
Масла и смазки	тыс.л/год	Н _м	128,5	160,6	160,6	160,6	224,8	738,8	770,9	835,1	995,7	1092, 1	1092, 1	1156, 3	674,5	707,6	706,6	706,6	706,6	513,9



Таблица 2-24 Расход шин карьерных автосамосвалов

Наименование параметра	Ед.изм	Обознач	Показатели	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039	2040	2041	2042	2043	2044	2045
Годовой пробег одного автосамосвала	тыс. км	Lгод	$L_{\text{год}}=T_{\text{год}}*V_{\text{экс}}$	20,75	20,75	20,75	20,75	20,75	20,75	20,75	20,75	20,75	20,75	20,75	20,75	20,75	20,75	20,75	20,75	20,75	20,75
Категория условий эксплуатации шин		K1	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9
Условия работы автотранспортных средств		K2	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85
Норма пробега 16.00 R25 Wiro Tyro/Tubeller	тыс.км	I	80,0	80,0	80,0	80,0	80,0	80,0	80,0	80,0	80,0	80,0	80,0	80,0	80,0	80,0	80,0	80,0	80,0	80,0	80,0
Норма эксплуатационного пробега шин	тыс.км	i	61,2	61,2	61,2	61,2	61,2	61,2	61,2	61,2	61,2	61,2	61,2	61,2	61,2	61,2	61,2	61,2	61,2	61,2	61,2
Общее количество автосамосвалов	шт			4	5	5	6	7	23	24	26	31	34	34	36	21	22	22	22	22	16
Автошины	компл.	J	Lгод/i	12	12	12	18	21	70	73	79	95	103	103	110	64	67	67	67	67	49

2.11 Схема карьерных транспортных коммуникаций

2.11.1 Внутрикарьерные дороги

Для эффективной работы автотранспорта в карьере необходимы технологические автомобильные дороги. Проектом предусмотрено устройство автомобильных дорог в соответствии с требованиями [22], [15]. Настоящим проектом предусматривается устройство постоянных технологических автодорог и поддержание их в надлежащем состоянии. На вскрышных и добычных уступах устраиваются временные автомобильные дороги.

Все технологические автомобильные дороги, в соответствии с требованиями [15] отнесены к категории Шк.

В транспортировании ГМ участвуют автосамосвалы грузоподъемностью 60 т.

Путем интерполяции значений [15] (табл. 30) при ширине автомобиля 5,3 и 2,5 м. получаем ширину проезжей части внутриплощадочных дорог - 14,4 и ширину обочин внутриплощадочных дорог - 1,5. Проезжая часть дорог на транспортных бермах борта карьера ограждается у призмы обрушения ориентирующим породным валом.

Таблица 2.25 демонстрирует технические параметры автомобильных дорог для карьеров приведены.

Таблица 2-25 Параметры технологических автомобильных дорог

Наименование	Постоянные автодороги	Временные автодороги на уступах для 60 тонных самосвалов
Категория автодороги	Шк	Шк
Ширина расчётного автомобиля, м.	3,7	3,7
Число полос движения, шт.	2	2
Ширина проезжей части, м.	14,4	14,4
Ширина обочин, м.	1,5	1,5
Минимальный радиус поворота, м.	30	30
Максимальный продольный уклон, о/о	100	80
Расчетная скорость движения на прямом участке, км/час.	30	30
Расчетная скорость движения на криволинейном участке, км/час.	20	20

В карьере используются автосамосвалы с габаритами 3,7м. Для обеспечения проезда автотранспорта по добычным уступам предусматривается планировка поверхности его бульдозером со срезкой неровностей и уборкой просыпавшихся крупных кусков.

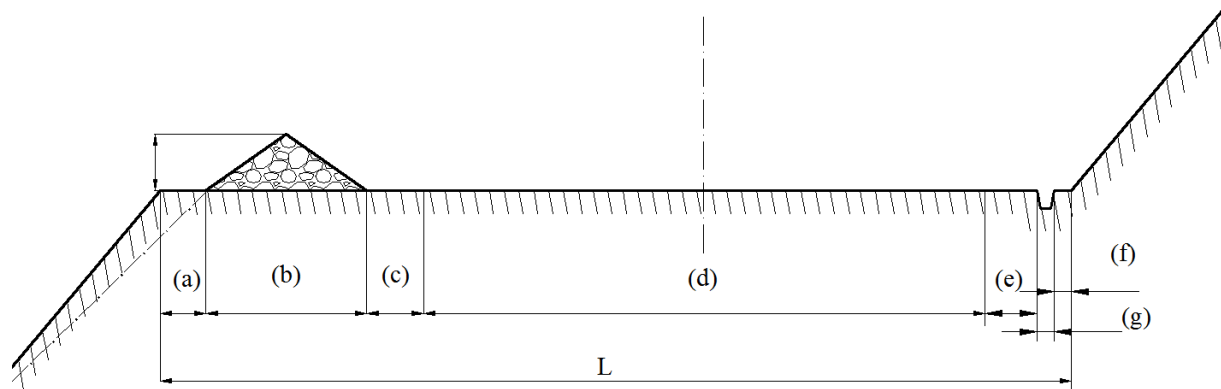


Рисунок 2-5 Типовое поперечное сечение постоянных и временных технологических автодорог.

Показатели	Усл. обозн.	Значение, м
Полоса выветривания	a	1,00
Предохранительный вал	b	2,5
Расстояние от вала до проезжей части	c	1
Ширина проезжей части	d	14,4
Обочина	e	1,5
Площадка сбора осыпей	f	0,50
Водоотводная канава	g	0,50
Ширина дороги (расчетная)	L	21,39
Ширина дороги (принятая)	L	22

Для проверки выбранных параметров автомобильной дороги определяется пропускная и провозная способность одной полосы в грузовом направлении.

Пропускная способность полосы дороги.

Пропускная и провозная способность транспортной системы определяется для наиболее напряженного участка трассы, где концентрируются грузопотоки.

$$N = \frac{1000 * V}{K_n * S_{\sigma}} = \frac{1000 * 30}{1,5 * 53,07} = 376,9 \text{ автосамосвалов / час}$$

где $V=30$ км/ч – скорость движения на напряженном участке откаточного пути,

$K_n=1,5$ – коэффициент неравномерности движения,

S_{σ} - безопасный интервал между автосамосвалами,

$S_{\sigma} = S_m + l_a = 44,17 + 8,9 = 53,07$ м автосамосвала (60т),

где $S_m = S_T + S_p = 30 + 14,17 = 44,17$ – полный тормозной путь автосамосвала,

S_T — это расстояние, которое проходит транспортное средство с момента срабатывания тормозной системы автомобиля до момента его полной остановки.

Формула расчета тормозного пути:

$$S_T = \frac{kt * V^2}{254 * ks}, \text{ м}$$

где V - скорость в км/ч

k_t - коэффициент торможения автомобиля

1,6 - грузовой автомобиль

k_s - коэффициент сцепления автомобиля с дорогой

0,4 - щебеночные с поверхностной обработкой покрытия при
загрязненном дорожном покрытии

$$S_T = \frac{1,6 * 30^2}{254 * 0,4} = 14,17$$

S_p – подготовительный тормозной путь – это путь, пройденный за время
реакции водителя автосамосвала и время срабатывания тормозной системы.
Определяется как:

$$S_p = v * t_n, \text{ м}$$

где,

t_n – время реакции водителя автосамосвала и время срабатывания
тормозной системы, зависит от типа тормозной системы (изменяется 0,5–2 с);

v – скорость движения автосамосвала

$$S_p = 30 * 1 = 30 \text{ м}$$

$l_a = 8,9$ – длина автосамосвала (55т),

Пропускная способность дорог:

$N = 110$ автосамосвалов / час (60т),

Провозная способность транспортной системы

$$M = \frac{N}{f} * q_a * K_q, \text{ т/час}$$

где, M – пропускная способность дороги,

N – пропускная способность участка дороги,

$f = 1,75 \div 2$ – коэффициент резерва пропускной способности,

$q_a = 60$ т – грузоподъемность автосамосвала,

$K_q = 0,93–0,96$ - коэффициент использования грузоподъемности
автосамосвала.

Пропускная способность дороги

$$M = 110/1,9 \cdot 60 \cdot 0,95 = 3300 \text{ т/час(60т)},$$

Таблица 2-26 Пропускная и провозная способность двухполосной автодороги при одностороннем движении в одном направлении

Самосвал	Расчетная скорость движения V, км/час	Безопасный интервал между автосамосвалами S, м	Пропускная способность автодорог N, машин в час.	Коэф-т резерва пропускной способности f	Грузо-подъемность автосамосвала q, т	Провозная способность автодорог M, тыс.т/час
55т	30,0	53,07	110	1,9	60	3,3

Как видно из результатов расчета, принятые параметры автомобильных дорог при движении по ним автосамосвалов с расчетной скоростью обеспечивают сменную и годовую производительность карьера по доставке вскрыши на отвалы.

Водоотвод от автомобильных дорог в карьере выполняется, путем сбора поверхностных и паводковых вод кюветами, которые устраиваются со стороны вышележащего уступа. Собранную, кюветами, воду следует отводить по временным или постоянным съездам на нижележащий уступ, а затем она отводится в ближайший водосборник. В местах пересечения кюветом автомобильной дороги необходимо устройство водопропускного лотка.

Для обеспечения расчетной скорости и безопасности при данной интенсивности движения, в соответствии с нормами проектирования, предусматривается комплекс дорожных устройств и обстановка дороги необходимая для обеспечения организации и безопасности. В соответствии с требованиями нормативных документов на уступах необходимо устройство ориентирующих валов. Установка дорожных знаков должна производиться в соответствии с Правилами.

2.12 Отвальные дороги

Схемы движения на отвале выбраны с учетом технологии отвалообразования и свойств пород.

Въезд на ярус отвала имеет руководящий подъем с уклоном 8%. Тип дорожного покрытия — щебеночная, укатанная.

2.13 Организация движения

Максимальная производительность автосамосвалов достигается при двухсменном режиме работы, поскольку только при этом условии становится экономически эффективным применение дорогостоящего подвижного состава.

Для производительного использования оборудования большое значение имеет правильный выбор схем подъезда и установки автомобилей у экскаватора.



В зависимости от периода эксплуатации месторождений будут применяться различные схемы подъезда.

В период проходки разрезной траншеи будут использоваться подъезды с тупиковым разворотом.

Для нормальной и эффективной работы автотранспорта в карьере организуется диспетчерская служба, в обязанности которой входит обеспечение плана перевозок горной массы при безопасности движения, оптимальное использование автосамосвалов в карьере, обеспечение повышения производительности автотранспорта.

В мировой практике широко распространены системы диспетчерского управления и контроля транспортных средств, которые обеспечивают оперативный контроль и управление транспортным парком предприятия, надежность перевозок особо опасных грузов и пассажиров. Эти системы используются на наземных подвижных объектах автомобильного транспорта. Внедрение систем позволяет дисциплинировать работу персонала, снизить потери, связанные с вынужденными простоями техники, оптимизировать проведение плановых ремонтов и технического обслуживания.

Технология диспетчеризации карьерного транспорта представляет собой интегрированную систему управления производством и парком мобильного оборудования горнодобывающих предприятий с широким диапазоном функциональных возможностей, настраиваемых под конкретные задачи горнодобывающего предприятия. Система состоит из модулей, которые выполняют различные задачи по системе диспетчеризации.

Данные модули дают возможность дистанционно управлять парком карьерной техники, в режиме реального времени отслеживать местонахождение любой единицы техники, ставить перед каждой машиной производственную задачу и отслеживать ее исполнение, а также фиксировать критические события и обеспечивать сбор данных о техническом состоянии всего парка техники. Интегрируя возможности этих модулей в рамках технологии диспетчеризации, можно значительным образом усилить безопасность производства, повысить производительность и уровень технической готовности техники на добывающем предприятии.

Диспетчерская служба обязана совершенствовать процесс оформления путевой документации, обеспечивать содержание в надлежащем состоянии подъездных автодорог к местам погрузки и выгрузки, своевременные ремонты и обслуживание автосамосвалов. Диспетчерская служба карьера обязана принимать все меры к обеспечению необходимых условий работы на линии, способствующих сохранению технического состояния автотранспорта и увеличению срока службы подвижного состава.

Перед началом работы диспетчерская служба карьера, ответственная за транспорт, обязана провести обследование дорожных условий на маршрутах, соответствие автомобильных дорог проектным, состояние средств организации и регулирования движения, соответствие условиям движения, а также состояние автоподъездов к пунктам погрузки и разгрузки.



При больших грузопотоках и использовании средств автотранспорта повышенной грузоподъемности необходимо оперативно распределять и перераспределять средства автотранспорта между экскаваторами, что достигается средствами оперативной диспетчерской радиотелефонной связи и установкой теленаблюдения. Для диспетчеризации и управления грузопотоками в карьере необходимо внедрение АСУ ТП. Применение в карьерах АСУ технологическим транспортом дает ощутимый эффект. Это позволяет повышать коэффициент использования грузоподъемности автосамосвалов до 0,975–0,99. При этом производительность карьера по горной массе может быть увеличена на 8–10%. С помощью АСУ ТП поток автосамосвалов распределяется таким образом, чтобы максимально сократить простои экскаваторов в ожидании транспорта и простои автосамосвалов в очереди к экскаватору или в случае его неисправности. Достигается это тем, что каждый автомобиль, задействованный в процессе, получает назначение к свободному экскаватору. Диспетчерская служба с помощью АСУ ТП должна следить за максимальным использованием грузоподъемности автосамосвала и снижением динамических нагрузок на опорные конструкции его. Для этого маркшейдерской службой карьера должен быть составлен паспорт загрузки автосамосвала. Он должен являться документом, определяющим объем перевозимого груза, его расположение на платформе, в зависимости от плотности породы, угла естественного откоса и степени разрыхленности, (кусковатости).

Паспортами загрузки автосамосвалов, обеспечиваются машинисты горного оборудования, которые должны загружать горную массу в кузов в соответствии с этим документом.

В паспорте загрузки учитываются требования соблюдения правил эксплуатации автосамосвалов и содержания дорог, расположение груза в кузове (расстояние от кромки пола, бортов, высота шапки) должно исключаться просыпание горной массы на дорогу. В паспорте должна быть схема последовательности загрузки кузова автосамосвала ковшами экскаватора.

Текущее содержание и ремонт автодорог. К текущему содержанию автодорог относятся работы, обеспечивающие эксплуатацию дорог в чистоте (уборка камней), отвод воды с проезжей части, обеспыливание в летнее время, очистка от снега и льда в зимний период, повышение фрикционных свойств поверхности дороги зимой при наличии гололеда. Регулярно должен выполняться текущий, средний и капитальный ремонты дорог. Ремонт и содержание автомобильных дорог должно производиться в соответствии с требованиями.

Все работы по текущему содержанию и ремонту дорог в карьере должны вестись специальными автодорожными службами, структура которых зависит от масштаба производства. Проектом предусматривается комплекс машин и механизмов для ремонта и содержания, автомобильных дорог. При этом в



соответствии с нормативами, определена численность дорожных рабочих для ремонта и содержания, дорог в количестве 6 человек.

Учитывая необходимость обслуживания автомобильных дорог, по которым производится доставка трудящихся и вывоз горной массы, особенно в зимнее время, учтены машины и механизмы для обеспечения бесперебойного движения автотранспорта по ним.

Для борьбы с гололедом предусмотрена посыпка дорог фракционными материалами-отсевом в смеси с поваренной солью CaCl_2 , MgCl_2 . Температура замерзания этих солей изменяется в интервале от $-21,2$ до -55°C . Размер частиц фракционных материалов не должен превышать 5–8 мм, содержание глинистых частиц в них - не более 5%. При этом расход фракционных материалов в среднем $0,50 \text{ м}^3$ на 1000 м^2 покрытия, добавка солей - от 65 кг/м^3 при температуре до -10°C и 95 кг/м^3 - при температуре от -10°C .

Пылеподавление на дорогах, а также орошение экскаваторных забоев необходимо осуществлять путем их орошения водой. Для этих целей используется поливочная машина. Потребность в технической воде на полив автодорог и отвалов принята согласно нормам технологического проектирования и составляет 0,3–1 литр на 1 м^2 орошаемой площади, с периодичностью 1–4 часа.

В целях обеспыливания рекомендуется обработка разливом пылесвязывающего вещества (хлористого кальция, универсина и др.) на предварительно выровненную сухую поверхность покрытия поливочными машинами. Расход пылесвязывающих веществ составляет 0,5–1,5 л на 1 м^2 покрытия, а продолжительность обеспыливания 15–100 суток в зависимости от типа материала.

Таблица 2-27 Перечень машин и механизмов для ремонта и обслуживания автомобильных дорог

Наименование	Количество, шт.
Погрузчик	1
Каток дорожный	2
Пескоразбрасыватель	1
Экскаватор	1
Поливочная машина	1
Снегоочиститель	1

2.14 Вентиляция и борьба с пылью

Проветривание карьера — это процесс замены загрязнённого воздуха (от пыли, газов после взрывов, выхлопов техники и др.) на свежий. Цель — снизить концентрации вредных веществ до допустимых норм.

Основы и принципы проветривания

1. Естественное проветривание

— Происходит самопроизвольно за счёт ветра, термических потоков и разности плотностей воздуха.



- Основной способ на большинстве открытых карьеров.
- Зависит от рельефа местности, розы ветров, глубины и конфигурации карьера.

– Может быть недостаточным в глубоких или замкнутых карьерах.

2. Искусственное (принудительное) проветривание. Используются вентиляторы, дымососы, трубы и пр. Применяется, если:

- карьер глубокий,
- нет достаточного воздухообмена,
- после взрывов остаются высокие концентрации газа/пыли.

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

При дальнейшем увеличении глубины разработки до $H/L_{\text{п}} < 0,2$ 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.

Рециркуляционная схема проветривания карьера возникает при скорости ветра на поверхности более чем $0,8...1$ м/с и угле откоса подветренного борта более, чем 15° .

При этой схеме на линии пересечения земной поверхности с подветренным бортом карьера за счет значительных сил инерции возникает отрыв потока воздуха от твердой поверхности. Это приводит к тому, что воздух в карьерном пространстве движется в виде плоскопараллельной струи.

На третьей стадии разработки, когда $H/L_{\text{п}} \geq 0,2$, если внешняя граница свободной струи выходит на наветренный борт карьера условия проветривания ухудшаются. Степень изоляции выработанного пространства от окружающей среды возрастает, а состав воздуха внутри карьера ухудшается. Это отрицательно сказывается безопасности, но и на производительности персонала (вследствие появления неприятных ощущений, неудовлетворительной видимости и т. д.), а также на состоянии и эксплуатационных показателях горного оборудования, чей ресурс в неблагоприятной атмосфере заметно снижается. Данный факт приводит к значительным простоям выемочно-транспортного оборудования карьера.

Движение воздушных масс осуществляется по прямоточно-рециркуляционной схеме воздухообмена.

При проектировании системы проветривания учитывают следующее:

- Глубину и ширину карьера,
- Преобладающие направления ветра (роза ветров),
- Частоту взрывных работ,
- Объем загрязнённого воздуха (по замерам или расчету),
- Характер и интенсивность источников загрязнения.



Рисунок 2-6 Схема проветривания карьера

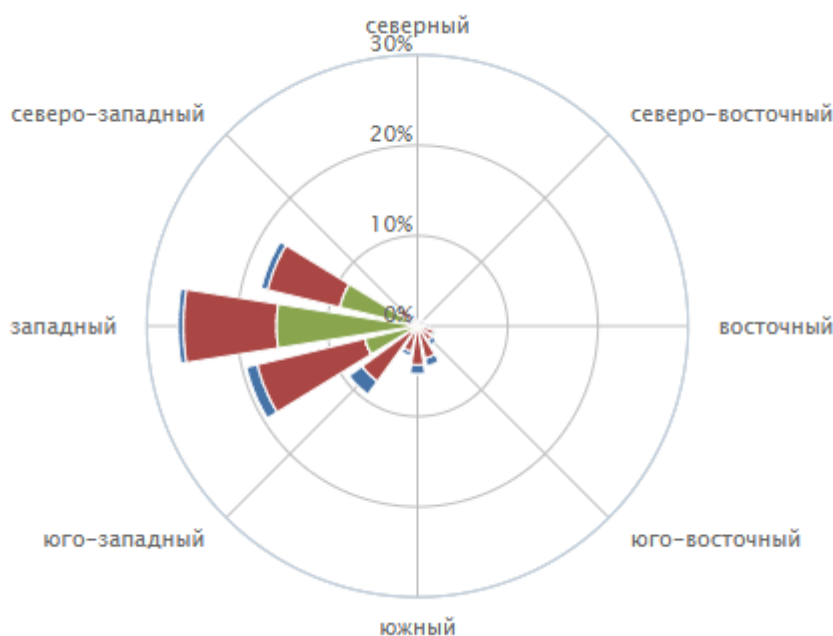


Рисунок 2-7 Роза ветров в районе пос. Акжал

Согласно розе ветров в районе пос. Акжал преобладающая повторяемость направление ветра в западном направлении. Период штиля составляет около 50% в году.

В условиях штиля основными механизмами проветривания будут:

- Турбулентная диффузия — перемешивание воздуха за счёт температурных градиентов, пульсаций давления и т. д.
- Конвекция — при разнице температур между воздухом в карьере и окружающей атмосферой.
- Гравитационное оседание или всплытие загрязнённого воздуха — если его плотность отличается от плотности окружающего воздуха.
- Техническая вентиляция — если используется (например, вентиляторы или дымососы).

Время проветривания карьера определяется по формуле:

$$t = \frac{V}{Q}$$

где:

t – продолжительность проветривания карьера, [часы или секунды],

V – объём карьера, [м³],

Q – эффективный объёмный расход свежего воздуха, приходящего в карьер, [м³/ч или м³/с].

Простейшая оценка Q может использовать формулу диффузионного обмена:

$$Q_{diff} = A \times v_{eff}$$

где:

A – эффективная площадь карьера по поверхности через которую может происходить обмен, [м²],

v_{eff} – эффективная скорость замещения воздуха (м/с), зависящая от температурных градиентов, плотности и т. д. Она может быть в пределах 0.01–0.1 м/с при штиле.

Участок	Объёмы, м ³ (V)	Площадь карьера по верху, м ² (A)
Северный карьер	48 313 328	444 963
Южный карьер	448 297	24 512

Эффективный объёмный расход свежего воздуха, приходящего в карьер, составит:

Северный карьер

$$Q_{diff} = A \times v_{eff} = 444\,963 \times 0.03 = 13\,348,89 \text{ м}^3/\text{с}$$

Тогда:

$$t = \frac{V}{Q} = \frac{48\,313\,328}{13\,348} \approx 3\,619,6 \text{ сек} \approx 60 \text{ мин}$$

Южный карьер

$$Q_{diff} = A \times v_{eff} = 24\,512 \times 0.03 = 735,36 \text{ м}^3/\text{с}$$

Тогда:

$$t = \frac{V}{Q} = \frac{448\,297}{735,36} \approx 609,3 \text{ сек} \approx 10 \text{ мин}$$



Время проветривания карьера по концентрациям загрязняющих веществ
Процесс вытеснения загрязненного воздуха свежим описывается
экспоненциальным убыванием:

$$C(t) = C_0 \times e^{-\frac{Q}{V} \times t}$$

где:

C_0 – начальная концентрация,

$C(t)$ – концентрация в момент времени t ,

Q – объём поступающего свежего воздуха в секунду ($\text{м}^3/\text{с}$)

V – объём карьера (м^3),

t – время (с),

Время, за которое концентрация вредных веществ снизится до ПДК
($C_{\text{ПДК}}$):

$$t = \frac{V}{Q} \times \ln\left(\frac{C_0}{C_{\text{ПДК}}}\right)$$

Северный карьер

$$t = \frac{48\,313\,328}{13\,348,89} \times \ln\left(\frac{100}{5}\right) = 10\,822 \text{ сек} \approx 3,0 \text{ часа}$$

Южный карьер

$$t = \frac{448\,297}{735,36} \times \ln\left(\frac{100}{5}\right) = 1\,823 \text{ сек} \approx 0,5 \text{ часа}$$

В положении на конец отработки естественная проветриваемость карьеров оценивается как хорошая. Промежуточные положения карьеров на основной период эксплуатации обеспечивают возможность проветривания карьерного пространства естественным способом. В связи с этим настоящим проектом искусственное проветривание карьеров не предусматривается.

Вспомогательные работы

Планировка площадок, подчистка подъездных путей и другие вспомогательные работы в забое и на отвале выполняются бульдозерами **Komatsu D275A-5**.

Для профилактического обслуживания и текущего ремонта горного оборудования предусмотрена передвижная ремонтная мастерская ПАРМ на базе КАМАЗ 43118. Ниже приведён перечень предусмотренного вспомогательного (общерудничного) автотранспорта и спецтехники:

- Топливозаправщик для дизельного топлива (автоцистерна на шасси КАМАЗ 65115)
- На ремонте и поддержании технологических дорог – автогрейдер типа GD825A-2 Komatsu;
- Автомобиль – ПЩК ЭД405А2 на шасси КАМАЗ 65111;
- Машина дорожная комбинированная КО-829Б1 на шасси КамАЗ 65115;
- Автомобиль бортовой КАМАЗ 43118-8012-48;



- Вахтовый автобус на шасси КАМАЗ 43118-3027-50;
- Тягач КАМАЗ 53504-6013-50;
- Фронтальный погрузчик Doosan SD300N;
- Погрузчик CAT 980H;
- Автогрейдер GD825A-2 (Komatsu).



3 ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕ

3.1 Выбор способа и технологии отвалообразования. Форма и конфигурация отвалов пустых пород

Отвалообразование и складирование являются заключительными технологическими процессами. Укладка крепких пород в отвалы при доставке автомобильным транспортом производится бульдозерами мощностью 200–800 л.с.

Бульдозеры перемещают породу под откос, оставляя на бровке предохранительный вал высотой не менее 0,5 диаметра колеса самосвала максимальной грузоподъемности, перевозящего породу на отвал. Для безопасности поверхность отвала имеет подъем в сторону откоса, равный 3^0 .

На форму и конфигурацию отвалов пустых пород влияют следующие факторы: способ укладки, место расположения, способ механизации работ, рельеф местности.

По способу укладки принимаем плоскую, по месту расположения - внешний, способу механизации - бульдозерный.

3.2 Технология и организация работ при автомобильно-бульдозерном отвалообразовании

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

При периферийной схеме формирования отвала 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 площадной схеме заполнения отвала разгрузка породы из самосвалов производится по всей площади отвала или на значительной части его, а затем бульдозером планируют отсыпанный слой породы и укатывают катками, после чего цикл повторяется.

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

Технологический процесс периферийного способа формирования отвала при автомобильном транспорте состоит из четырех операций: разгрузки автосамосвалов, орошением породы водным раствором натрий-карбоксиметилцеллюлозы, планировки отвальной бровки и устройстве автодорог. Схема бульдозерного отвалообразования приведена на рис.3.1.

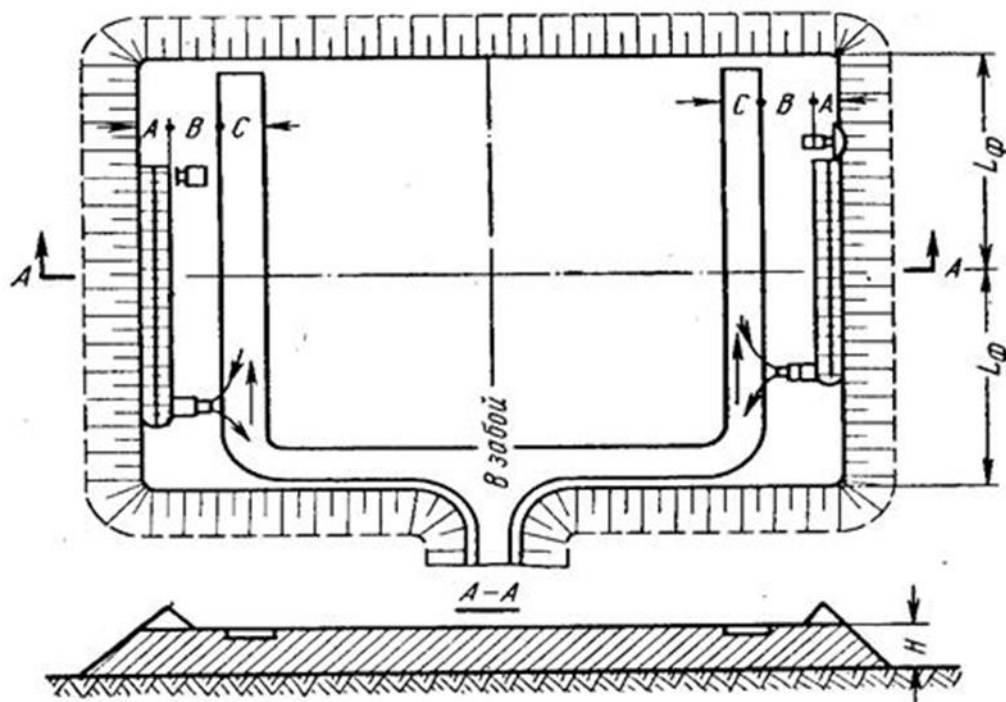


Рисунок 3-1 Схема бульдозерного отвалообразования пустых пород

Отвальные дороги профилируются бульдозером и укатываются катком без дополнительного покрытия.

В настоящем проекте схема развития отвальных дорог принята кольцевая, радиус закругления равен 3,5 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 используется валик породы, оставляемый на бровке отвала. Размер его по высоте 0,8 м и по ширине 1–2 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.

Для обеспечения возможности одновременной работы автотранспорта и бульдозеров отвал разделяют на участки. На одних участках производится разгрузка, на других перемещение уже разгруженной породы под откос. Запрещается одновременная работа самосвала и бульдозеров в зоне планировки.

3.3 Расчет производительности бульдозера

Сменная производительность (m^3) бульдозера рассчитывается по формуле:

$$Q_T = \frac{3600 T_{см} V k_B}{k_p T_{ц}},$$

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

$$V = \frac{Lh^2}{2\text{tga}};$$

h и L – соответственно высота и длина отвала бульдозера, м;

a – угол откоса развала, градус;

$k_b = 0,7-0,8$ – коэффициент использования машины во времени в смену;

k_p – коэффициент разрыхления породы;

$T_{\text{ц}}$ – время цикла, с,

$$T_{\text{ц}} = \frac{L_H}{v_H} + \frac{L_{\Gamma}}{v_{\Gamma}} + \frac{L_H + L_{\Gamma}}{v_{\Pi}} + t_{\Pi},$$

где L_H – расстояние набора породы бульдозером, м;

L_{Γ} – расстояние, на которое перемещается порода, м,

$$L_{\Gamma} = B - L_H;$$

B – ширина заходки, м;

v_H – скорость движения бульдозера при наборе породы, м/с;

v_{Γ} и v_{Π} – установленная скорость хода соответственно груженого и порожнего бульдозера, м/с;

t_{Π} – время на переключение скорости (≈ 10 с).[32]

Таблица демонстрирует расчет производительности бульдозеров.

Таблица 3-1 Расчет производительности бульдозеров

Показатель	Обозначение	Ед.изм.	
Продолжительность смены	$T_{\text{см}}$	ч	11
Объем призмы волочения	V	м.куб	9,9
Коэффициент использования	k_b		0,8
Коэффициент разрыхления	k_p		1,45
Время цикла	$T_{\text{ц}}$	сек	17,9
Скорость движения при наборе породы	v_H	м/с	0,7
Скорость движения груженого бульдозера	v_{Γ}	м/с	1
Скорость движения порожнего бульдозера	v_{Π}	м/с	1,3
Время переключения передач	t_{Π}	сек	10
Сменная производительность бульдозера	$Q_{\text{см}}$	м.куб/смену	11 658,7
Годовая производительность бульдозера (расчетная)	Q_{Γ}	м.куб/год	8 510 855,3
Расход дизельного топлива	$P_{\text{бд}}$	л/час	40

Таблица 3-2 Техническая характеристика бульдозера CAT D9R:
Габаритные размеры – 8,1 м х 4,5 м х 4 м.

Масса эксплуатационная – 48784 кг;
масса транспортировочная – 36154 кг.
Вместимость поворотного отвала – 3,89 м ³ , его ширина – 4,496 м. Вместимость прямого отвала – 5,89 м ³ , его ширина – 4,545 м. Вместимость полусферического отвала – 6,86 м ³ , его ширина – 3,693 м. Предельная глубина рытья – 1,42 м.
Ёмкость бака дизтоплива – 908 литров.
Предельная скорость движения: 11,9 км/ч – вперёд, 14,7 км/ч – назад. Ширина колеи – 2,25 м.
Дорожный просвет – 0,51 м.

Необходимое количество бульдозеров CAT D9R, определяются по формуле:

$$N_{\text{раб.бд}} = \frac{A_{\text{год}}}{Q_{\text{г}}},$$

где $N_{\text{раб.бд}}$ – расчетное количество бульдозеров, шт;
 $A_{\text{год}}$ – объем породы, подлежащей складированию, м³;
 $Q_{\text{г}}$ – годовая производительность бульдозера, м³/год.

Расход дизельного топлива определяется по формуле:

$$P_{\text{год}} = n_{\text{раб.ч}} * P_{\text{бд}} * N_{\text{пр.бд}},$$

где $P_{\text{год}}$ – расход дизельного топлива в год, л/год;
 $n_{\text{раб.ч}}$ – количество рабочих часов в год;
 $N_{\text{пр.бд}}$ – принятое количество бульдозеров, шт;
 $P_{\text{бд}}$ – расход дизельного топлива в час.

Расход горюче-смазочных материалов определяется по формуле:

$$h = \left(\frac{P_{\text{год}} * h}{100} \right),$$

где, e – расход горюче-смазочных материалов, л;
 h – нормы расхода горюче-смазочных материалов, 3л/100л

Сводные технико-экономические показатели бульдозеров приведены в таблице 3.3.



Таблица 3-3 Сводные технико-экономические показатели бульдозеров

Наимен параметр	Ед.изм	Обознач	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039	2040	2041	2042	2043	2044	2045
Объем породы, подлежащ складиров.	тыс.м ³	A _{год}	965,0	965,0	965,0	965,0	965,0	3 671,3	3 671,3	3 671,3	3 671,3	3 671,3	3 671,3	3 671,3	1 923,1	1 923,1	1 923,1	1 923,1	1 923,1	1 489,4
Годовая производ. бульдоз	тыс.м ³	Q _г	8 510,9	8 510,9	8 510,9	8 510,9	8 510,9	8 510,9	8 510,9	8 510,9	8 510,9	8 510,9	8 510,9	8 510,9	8 510,9	8 510,9	8 510,9	8 510,9	8 510,9	8 510,9
Расчетное кол-во бульдоз	шт	N _{раб.бд}	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2
Принятое кол-во бульдоз	шт	N _{пр.бд}	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Расход диз.топлива в год	л/г	P _{год}	321 200	321 200	321 200	321 200	321 200	321 200	321 200	321 200	321 200	321 200	321 200	321 200	321 200	321 200	321 200	321 200	321 200	321 200
	тыс.т		266,6	266,6	266,6	266,6	266,6	266,6	266,6	266,6	266,6	266,6	266,6	266,6	266,6	266,6	266,6	266,6	266,6	266,6
Расход диз.топлива в час	л	P _{бд}	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40
Норма расхода смазоч. материал	л	h	3л/100л	3л/100л	3л/100л	3л/100л	3л/100л	3л/100л	3л/100л	3л/100л	3л/100л	3л/100л	3л/100л	3л/100л	3л/100л	3л/100л	3л/100л	3л/100л	3л/100л	3л/100л
Расход смазоч. материал	л	e	9 636	9 636	9 636	9 636	9 636	9 636	9 636	9 636	9 636	9 636	9 636	9 636	9 636	9 636	9 636	9 636	9 636	9 636



4 СКЛАДИРОВАНИЕ

4.1 Складирование руды. Форма и конфигурация рудных складов

При разработке месторождений предусмотрена транспортировка руд автосамосвалами с карьеров непосредственно на рудные склады. Предварительно под рудные склады будет отсыпана подушка из вскрышных пород месторождения.

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

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

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

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

Общие принципы технологии и организации работ при формировании рудных складов аналогичны технологии отвалообразования.

Формирование складов осуществляется бульдозерами типа **Komatsu D275A-5**, либо аналогичными.

Технология усреднения заключается в последовательной отсыпке тонких наклонных слоёв руды с различным содержанием полезного компонента и последующей её выемке и отгрузке из штабеля одноковшовым фронтальным погрузчиком, перпендикулярной к отсыпанным слоям. Перемешивание достигается за счёт того, что при черпании ковш погрузчика пересекает разнокачественные слои рудной массы. Отсыпка склада руды относительно заходки погрузчика поперечная.

Разгрузка автосамосвалов **SKT90S**, производится на поверхности штабеля с последующим перемещением руды бульдозером **Komatsu D275A-5**, под откос штабеля. Автосамосвал заезжает на поверхность склада по съезду, отсыпанному из скальных вскрышных пород. Уклон съезда составляет 80 %.

Отгрузка руды со склада производится погрузчиком **CAT-980H** на внешний автотранспорт.

Высота штабеля составляет до 6м.

4.2 Складирование почвенно-растительного слоя

Проектом предусматривается восстановление поверхности, нарушенной горными работами, в состояние пригодное для их дальнейшего использования в максимально короткие сроки.

Неотъемлемой частью рекультивационных работ является предварительное удаление и хранение почвенно-растительного слоя (ПРС) со всей территории строительства, для дальнейшего его использования при



благоустройстве и озеленении автодорог, рекультивации карьеров и для покрытия неплодородных площадей.

Почвенно-растительный слой удаляется до начала горных работ, и складывается в отдельные временные склады ПРС. Мощность снятия ПРС в районе работ принята равной 0.2 м.

Срезка почвенно-растительного слоя производится бульдозером Komatsu D275A-5:

- на карьере по разработке руды;
- в проектных контурах отвалов вскрышных пород.

ПРС перемещается на расстояние до 50 м во временные бурты, откуда отгружается погрузчиком САТ-980Н. Отгрузка ПРС производится в автосамосвалы SKT90S..ПРС транспортируется на склад.

Склад штабельный с трапецеидальным сечением. Общая площадь склада по основанию составляет 16,2 тыс.м², высота склада - 6 м, угол откосов - 36°. Объём склада в плотном теле составляет 244,2 тыс.м³, с учётом остаточного коэффициента разрыхления (1,06) составит 258,9м³.

Расчет расхода дизтоплива для бульдозера Komatsu D275A-5 приведена в таблице 4-1.



Таблица 4-1 Расход горюче-смазочных материалов бульдозеров

Год		2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039	2040	2041	2042	2043	2044	2045
Количество бульдозеров	шт	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Технический норматив расхода дизтоплива	л/ч	55	55	55	55	55	55	55	55	55	55	55	55	55	55	55	55	55	55
Время работы бульдозера в год	час	7300	7300	7300	7300	7300	7300	7300	7300	7300	7300	7300	7300	7300	7300	7300	7300	7300	7300
Расход дизтоплива	тыс.л/г	401.5	401.5	401.5	401.5	401.5	401.5	401.5	401.5	401.5	401.5	401.5	401.5	401.5	401.5	401.5	401.5	401.5	401.5
Расход смазочных материалов	тн/г	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12



5 ВОДООТЛИВ

5.1 Обоснование карьерного водоотлива

Исходя из имеющихся геологических материалов, гидрогеологические условия месторождения оцениваются как не сложные, но требующие при проведении горных работ предусмотреть соответствующие водоотводные мероприятия.

Атмосферные осадки являются единственным источником формирования водных ресурсов, в том числе подземных вод. Учитывая, что испарение преобладает над величиной атмосферных осадков, климатические условия являются неблагоприятными для формирования подземных вод.

Учитывая, колоссальные величины испарения, в несколько раз превышают общее количество выпадающих осадков (годовой дефицит влажности около 60 см), а также опыт эксплуатации карьеров в подобных условиях, специальные мероприятия по сбору, водоотведению и утилизации поверхностных вод, образованных за счет атмосферных осадков не требуются, так как практически все поверхностные воды будут испаряться или использоваться на орошение дорог и пылеподавление на отвалах и в забоях карьера.

5.2 Выбор расчетных гидрогеологических параметров

В пределах месторождения известняки занимают наиболее возвышенные участки и представлены сильно измененными разностями: кремнистыми и мраморизованными известняками, кварц-волластонитовыми и волластонит-кальцитовыми скарнами. Высокое гипсометрическое положение и сильная метаморфизация известняков отрицательно сказываются на формировании и питании водоносного горизонта, связанного с ними.

Выбор расчетных параметров поверхностного водотока производится по СП РК 2.04-01-2017 «Строительная климатология».

Слой осадков за холодный период года – 65,0 мм.

Слой осадков за тёплый период года – 72,0 мм.

Суточный максимум осадков за год – 22,7мм.

5.3 Водопритоки подземных вод в горные выработки

Известняки содержат ничтожный водоносный горизонт, который даже при искусственном пополнении, за счет промывочной воды бурящихся скважин может считаться практически безводным, поэтому ожидать значительных притоков воды в горные выработки не приходится.

5.4 Водопритоки поверхностных вод в горные выработки

Взаимосвязь поверхностных и подземных вод в значительной степени определяют обводненность месторождения.

Согласно (СН РК 4.01-03-2011, п. 5.2.1) среднегодовой объём поверхностных сточных вод W_r , образующихся от площади карьеров определится по формуле:



$$W_r = W_d + W_t;$$

где W_d и W_t – среднегодовой объём дождевых и талых вод соответственно, м³

$$W_d = 10h_d\psi_dF$$

$$W_t = 10h_t\psi_tF$$

где F – площадь стока коллектора, 48 га.

h_d – слой осадков за тёплый период года, принимается по СП РК 2.04-01-2017 – 72,0 мм;

Суточный максимум осадков за год, 22,7мм;

h_t – слой осадков за холодный период года, принимается по СП РК 2.04-01-2017 – 65,0 мм;

ψ_d и ψ_t – Общий коэффициент стока дождевых и талых вод, соответственно.

$\psi_d = 0,2$ – для грунтовых поверхностей;

$\psi_t = 0,5$ п. 5.2.5;

$$W_d = 10 * 72 * 0,2 * 48 = 6912 \text{ м}^3/\text{год};$$

$$W_t = 10 * 65 * 0,5 * 48 = 15600 \text{ м}^3/\text{год};$$

Среднегодовой объём поверхностных сточных вод

$$W_r = 6912 + 15600 = 22512 \text{ м}^3/\text{год} = 2,57 \text{ м}^3/\text{час};$$

Максимальный суточный объём дождевых сточных вод

$$W_d = 10 * 22,7 * 0,2 * 48 = 2179,2 \text{ м}^3/\text{сут} = 90,8 \text{ м}^3/\text{час};$$

Из расчетов видно, что максимальный водоприток в карьеры за счет средних месячных атмосферных осадков невелик, а водоприток в карьер за счет ливневых осадков превышает его в десятки раз, в связи с этим проектом предусматривается временное затопление нижних рабочих горизонтов и водосборников вместимостью, равной не менее 3-часового максимального притока вод (Пособие по проектированию защиты горных выработок от подземных и поверхностных вод и водопонижения при строительстве и эксплуатации зданий и сооружений (к СНиП 2.06.14-85 и СНиП 2.02.01-83)).

Насосная станция проектируется на нормальный приток вод.

5.5 Водоотведение поверхностных вод из-под отвалов

Временное скопление вод, стекающих с отвалов во время ливней и снеготаяния в незначительных объёмах, происходит в понижениях рельефа дневной поверхности, примыкающих непосредственно к отвалам, где они



расходятся на испарение. Для создания искусственного понижения рельефа предусмотрено сооружение нагорной канавы с обвалованием (предохранительным валом) с наружной стороны по периметру отвалов. В данной канаве атмосферные и талые воды будут скапливаться и в дальнейшем испаряться.

С целью противоэрозионных мероприятий на отвалах рекомендуется проводить рекультивацию горизонтальных поверхностей и откосов. За счёт данных процессов улучшаются условия устойчивости пород в зоне, непосредственно примыкающей к поверхности откоса.

Учитывая, колоссальные величины испарения, в несколько раз превышают общее количество выпадающих осадков, приток поверхностных вод с площади отвалов в водном балансе не учитываем.

5.6 Водохозяйственный баланс

На начальном этапе разработки месторождения, включая первые два года ведения горных работ и проведение геологоразведочных исследований, значительных притоков подземных вод в карьер не ожидается. Это обусловлено расположением месторождения на возвышенном участке рельефа, а также гидрогеологическими условиями района, характеризующимися слабой обводненностью пород.

Образование карьерных вод в указанный период будет происходить преимущественно за счёт атмосферных осадков (дождевых и талых вод), поступающих в выработанное пространство карьера. Для их сбора предусматривается устройство водосборного зумпфа (водосборного резервуара) в пониженной части карьера.

Накопленная вода будет использоваться повторно для технологических нужд предприятия, в том числе для орошения карьерных дорог, пылеподавления в забоях и на отвалах. Таким образом, предусматривается обратное использование карьерных вод без сброса в поверхностные водные объекты и на рельеф местности.

В случае появления водопритоков из подземных горизонтов на более поздних этапах отработки месторождения их объёмы будут уточняться по результатам гидрогеологических наблюдений и эксплуатации карьера.

Расчет объемов потребления технической воды произведен согласно Норм технологического проектирования горнодобывающих предприятий с открытым способом разработки НТП и представлен в таблице 5.1

Таблица 5-1 Расчёт технического водопотребления на максимальный год развития карьера

Потребитель	Ед. изм.	Норма расхода на единицу, л	Кол-во	Водопотребление	
				м³/сут	тыс. м³/год
Полив технологических дорог	л/м² в сутки	0,3 л/м² x 5р. (100 дней)	86 тыс. м²	129	12,9



Потребитель	Ед. изм.	Норма расхода на единицу, л	Кол-во	Водопотребление	
				м³/сут	тыс. м³/год
Пылеподавление на экскавацию	л/м³ в сутки	8 л/м³. (100 дней)	9,5 тыс. м³	76	7,6
Пылеподавление на отвалах и складах	л/м² в сутки	0,3 л/м² x 5р. (100 дней)	20 тыс. м²	30	3
Итого водопотребление				235	23,5

Таблица 5-2 Водохозяйственный баланс

Приходная часть			Расходная часть	
Подземная вода, м³/год	Поверхностная вода, м³/год	Итого м³/год	Пылеподавление, м³/год	Итого тыс. м³/год
---	22 512	22,5	23 500	23,5

По таблице 5.2 видно, что воды от осадков, без учета подземных вод (требуется дополнительное изучение), едва хватает для пылеподавления в карьере и дорогах.

5.7 Расчет водоводов

Для сбора и отвода карьерных вод вдоль борта карьера прокладывается водовод из полиэтиленовых труб. По водоводу вода отводится в пруд-накопитель, из которого в дальнейшем будет использоваться для орошения дорог и отвалов.

Расчет производительности насосов главного водоотлива, производится согласно требованиям Единых правил безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом (п.482 - необходимо предусматривать подачу рабочих насосов, обеспечивающую откачку в течение не более 20 ч максимально ожидаемого суточного притока воды).

$$Q_{\text{нас}} = Q_{\text{макс}} * \frac{24}{20} \text{ м}^3/\text{час.}$$

$$Q_{\text{нас}} = 2,57 * \frac{24}{20} = 3,1 \text{ м}^3/\text{час.}$$

Внутренний диаметр индивидуального напорного трубопровода определяем по формуле

$$d_{\text{в}} = 0,0188 * \sqrt{\frac{Q_{\text{нас}}}{V_{\text{эк}}}}$$

где Q - расход воды насоса

V_{эк} - экономичная скорость воды принимаем 1,9 м/сек



$$d_B = 0,0188 * \sqrt{\frac{3,1}{1,9}} = 0,024 \text{ м} = 24 \text{ мм}.$$

Принимаем $d_B = 50 \text{ мм}$

На карьерах предусматривается ступенчатый внутрикарьерный водоотлив с использованием промежуточных емкостей и насосных установок.

На нижних горизонтах размещают водосборники, местоположение которых по мере развития вскрышных и добычных работ меняется.

На конец отработки карьеров основные и промежуточные насосные установки будут расположены на следующих горизонтах – 775 (основная насосная станция) и 905 (промежуточная насосная станция).

Требуемый напор при транспорте воды определяются формулой:

$$H = H_{дл} + H_{м} + H_{г} + H_{тр} = 18,4 + 1,8 + 130 = 148,4 \text{ м}.$$

где $H_{дл}$ – потери напора на трение по длине водовода;

$H_{м}$ – местные потери на фитингах и арматуре;

$H_{г}$ – геометрическая высота подъема воды;

$H_{тр}$ – требуемый напор в точке подключения.

Гидравлический уклон потерь на трение по длине водовода определяется формулой 28 по Таблицам для гидравлического расчета водопроводных труб, Ф.А.Шевелев, Москва 1984 г.:

$$i = 0,000685 \frac{v^{1,774}}{d_B^{1,226}} = 0,000685 \frac{1,9^{1,774}}{0,05^{1,226}} = 0,08 \text{ м/м}$$

где v – средняя скорость движения воды в трубопроводе, м/сек;

d_B – внутренний диаметр трубопровода, м.

Потери напора на участке одной нитки определяются из выражений:

$$H_{дл} = i * L = 0,08 * 230 = 18,4 \text{ м},$$

где L – длина водовода, м;

Потери напора на фитингах: $H_{м} = 0,1 * H_{дл} = 0,1 * 18,4 = 1,8 \text{ м}$;

Геометрическая высота напора: $H_{г}$, 130 м.

В качестве перекачивающих мощностей предусматриваем насос ЦНСк 5–160.



5.8 Организация внутрикарьерного стока и карьерного водоотлива

5.8.1 Дождевая сеть

В состав дождевой сети карьера входят открытые канавы на бермах, дорогах и по дну карьера.

В проекте предусматривается самотечный отвод воды по дождевой сети к установленным местам сброса карьерных вод – водосборникам.

Водоотвод от автомобильных дорог в карьере выполняется, путем сбора поверхностных и паводковых вод кюветами, которые устраиваются со стороны вышележащего уступа. Собранная, кюветами, вода отводится по временным или постоянным съездам на нижележащий уступ, а затем она отводится в ближайший водосборник. В местах пересечения кюветом автомобильной дороги необходимо устройство водопропускного лотка.

Проектом предусматриваются водоотводные канавы трапецеидального сечения без облицовки.

Скорость движения воды в канавах без облицовки не должна превышать 1,2 м/с.

Наименьшие размеры трапецеидальных канав следует принимать, м: ширину по дну - 0,3, глубину - 0,4.

Ширину канавы по дну следует сохранять на всем ее протяжении, изменяя глубину и уклоны на отдельных участках в соответствии с уклонами берм и расчетным расходом воды.

Радиус закругления канавы на углах поворота надлежит принимать равным 20-кратной ширине канавы по дну.

Минимальный продольный уклон канавы - 0,002.

5.8.2 Водосборник

На конец отработки водосборники будут расположены на следующих горизонтах – 775 (основная насосная станция) и 905 (промежуточная насосная станция).

Емкость водосборника (зумпфа) расположенного на дне карьера (**основная насосная станция**) рассчитана на максимальный 3-часовой водоприток соответствующего горизонта - $(Q_{\text{макс}} \cdot 3 \text{ ч}) = 90,8 \cdot 3 = 272,4 \text{ м}^3$. Полная глубина водосборника принимается равной 4,0 м, максимальный уровень воды на 0,5 м ниже уровня горизонта.

Емкость водосборника (зумпфа), расположенного на горизонте 905 (**промежуточная насосная станция**) принимается 100 м^3 .

5.8.3 Насосные станции

Таблица 5-3 Техническая характеристика проектируемых водоотливных установок

Наименование показателей	Ед. изм.	Горизонт 772	Горизонт 905
1	2	3	7



Тип водоотливной установки		основная	промежуточная
Подача воды		На горизонт 905	На поверхность
Ожидаемые водопритoki: - нормальный - максимальный	м3/ч	2,57 3,1	2,57 3,1
Геодезическая высота подъема воды	м	130	120
Тип насоса		ЦНСк 5-160	ЦНСк 5-160
Производительность	м3/ч	2,5-5,5	2,5-5,5
Напор	м	155-180	155-180
Частота вращения	об/мин	3000	3000
Мощность	кВт	11	11
Напряжение	В	380	380
Кол-во насосов: - в работе - установленных	шт	1+1 3	1+1 3
Диаметр водопроводных труб	мм	63x5,8	63x5,8
Кол-во водоотливных труб	шт	две	две
Кол-во водосборников	шт	1	1
Емкость водосборников	м3	272	100

5.8.4 Трубопроводы

По расчетному d_v и H в качестве водовода принимаем полиэтиленовые трубы **ПЭ 100 SDR 11-63 ГОСТ 18599-2001** с номинальным наружным диаметром 63 мм, номинальной толщиной стенки 5,8 и номинальным давлением 1,6 мПа:

Проектная трасса водовода состоит из двух ниток (одна нитка резервная).

5.8.5 Пруд-накопитель

В первые годы отработки месторождения водоприток в карьер полностью отсутствует, так участок находится на возвышенности, подземных вод нет. В связи с этим отсутствует необходимость проектирования и строительства пруда-накопителя.

По мере понижения горных работ возможно появление подземных вод в незначительных объемах, которое будет собираться в зумфе на нижнем горизонте и будет использоваться на технологические нужды (пылеподавление в забое, технологических дорог в карьере, на промплощадке и отвалах. По мере углубки карьера вода с нижнего горизонта будет подаваться на промежуточный горизонт, где должен быть сооружен зумф и оттуда будет использоваться на технологические нужды.



Для определения гидрогеологических условий разработки месторождения Недропользователю необходимо выполнить гидрогеологические изыскания на водоносность нижних горизонтов месторождения.

По итогам изысканий, в случае необходимости, будет разработан проект сооружения пруда-накопителя общим объемом около 2500 м³, предназначенной для сбора карьерных вод. В накопителе поступает карьерная вода.

Из пруда-накопителя будет производиться забор воды на собственные нужды месторождения (пылеподавление в забое, полив карьерных и отвальных дорог, автодороги на обогатительную фабрику.

Накопитель-пруд относится к IV классу гидротехнических сооружений в зависимости от последствий возможных гидродинамических аварий.

По степени технических требований к надёжности и прочности сооружения накопитель-пруд относится к объекту II (нормального) уровня ответственности и технологически сложным объектам (раздел 2, пункт 9, подпункт 2 и раздел 3, пункт 12, подпункт 9 приказ МНЭ РК от 28 февраля 2015 года №165).



6 ШТАТНОЕ РАСПИСАНИЕ

Таблица 6-1 Численность трудящихся по специальностям горного производства

Профессия	Категория	Списочная численность по сменам		итого	Списочный состав двух вахт
		I	II		
1. Управление рудника					
Начальник вахты	ИТР	1		1	2
2. Геологический отдел					
Участковый геолог	ИТР	2		2	4
Горнорабочий на геологической работе (пробоотборщик)	Рабочий	1		1	2
3. Маркшейдерский отдел					
Участковый маркшейдер	ИТР	2		2	4
Горнорабочий на маркшейдерской работе	Рабочий	2		2	4
Инженер геотехник	ИТР	1		1	2
4. Производственно-технический отдел					
Инженер ПТО по горным работам	ИТР	1		1	2
Диспетчер	ИТР	1	1	2	4
• Служба охраны труда и экологии					
Инженер по ТБ-	ИТР	1		1	2
Инженер-эколог	ИТР	1		1	2
• Служба снабжения					
Инженер по снабжению	ИТР	1		1	2
Завсклад	ИТР	1		1	2



Грузчик	Рабочий	2		2	4
Итого по управлению рудника, геологическому, маркшейдерскому отделам, ПТО, Службе охраны труда и экологии, службе снабжения.		17	1	18	36
В том числе:	ИТР	12	1	13	26
	Рабочих	5		5	10
7. Энерго-механический и ремонтная служба					
Инженер-механик	ИТР	1		1	2
Инженер-энергетик	ИТР	1		1	2
Инженер по связи	ИТР	1		1	2
Инженер по эксплуатации	ИТР	1		1	2
Служба сетей и подстанций	Рабочий	2	1	3	6
Служба КИП и А	Рабочий	2	1	3	6
Слесарь по ремонту и обслуживанию вспомогательных установок (водоотлив, освещение)	Рабочий	1	1	2	4
Слесарь по ремонту горного оборудования	Рабочий	2	2	4	8
Дежурный электрослесарь	Рабочий	1	1	2	4
Дежурный газэлектросварщик	Рабочий	1	1	2	4
	Итого	13	7	20	40
	В т.ч. ИТР	4		4	8
	рабочих	9	7	16	32
8. Участок открытых горных работ:					
Горный мастер	ИТР	1	1	2	4
Мастер буровзрывных работ	ИТР	1		1	2



Механик-энергетик	ИТР	1		1	2
Машинисты экскаваторов	Рабочий	3	3	6	12
Помощники машиниста экскаватора	Рабочий	3	3	6	12
Машинист бурового станка	Рабочий	3	3	6	12
Помощник машиниста бурового станка		3	3	6	12
Машинист ПДМ	Рабочий	1	1	2	4
Бульдозерист IV разряд	Рабочий	2	2	4	8
Оператор водоотливной установки	Рабочий	1	1	2	4
Всего, в т.ч.:		19	17	36	72
ИТР		3	1	4	8
Рабочие		16	16	32	64
9. Автотранспортный цех					
Начальник цеха	ИТР	1		1	2
Механик	ИТР	1	1	2	4
Автомобилисты автосамосвалов IV разряд	Рабочий	36	36	72	144
Машинист грейдера IV разряд	Рабочий	1		1	2
Водитель автобуса	Рабочий	1	1	2	4
Водитель по перевозке груза	Рабочий	1	1	2	4
Водитель автокрана	Рабочий	1		1	2
Водитель техпомощи	Рабочий	1		1	2
Водитель скорой помощи	Рабочий	1		1	2
ИТОГО, в т.ч.:		44	39	83	166
ИТР		2	1	3	6



Рабочие		42	38	80	160
ВСЕГО		93	64	157	314
В том числе:	ИТР	21	3	24	48
	Рабочий	72	61	133	266

7 ГЕНЕРАЛЬНЫЙ ПЛАН

7.1 Основные объекты месторождения

На площадке рудника располагаются следующие объекты:

- Карьер открытых горных работ;
- Отвалы вскрышных пород;
- Усреднительный склад;
- Административно-бытовой комплекс;
- Ремонтные мастерские;
- Склад ГСМ;
- Контрольно-пропускной пункт;
- Подстанция;
- Противопожарное депо;
- Пруд-испаритель карьерной воды;
- Дизель-генераторная установка;

Настоящим Планом горных работ разработка проектов объектов генерального плана, за исключением горных работ, не рассматривается. Размещение объектов выполнено с учетом рельефа местности, направления развития горных работ.

8 ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ, СИЛОВОЕ ЭЛЕКТРООБОРУДОВАНИЕ И ЭЛЕКТРИЧЕСКОЕ ОСВЕЩЕНИЕ

Электроснабжение промышленной площадки месторождения Аксоран предусматривается от дизельной электростанции.

Для освещения района проведения работ карьера, складов и отвала применяются мобильные передвижные дизельные осветительные мачты, оснащенные четырьмя прожекторами с металлогалогенными лампами мощностью 1000 Вт каждая. Согласно приложению 51 к «Правилам обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы», район работ, подлежащий освещению, устанавливается техническим руководителем карьера.

На рис.8.1, представлена осветительная мачта, оснащенная четырьмя прожекторами с металлогалогенными лампами.



Рисунок 8-1 Осветительная мачта типа Atlas Copco V5+NEO KD

С достижением уровня грунтовых вод электроснабжение насосов карьеров планируется осуществлять от мобильной дизельной электростанции типа ЭД 16-Т400-1РП мощностью 16 кВт или аналогичной, располагаемой рядом с насосом.

На рис. 8.2, представлена мобильная передвижная дизельная электростанция типа ЭД 16-Т400-1РП.



Рисунок 8-2 Передвижная дизельная электростанция типа ЭД 16-Т400-1РП

Насосы подключаются через шкаф управления насосами (ШУН) типа ШУН-2 ПЧ 11 кВт IP54 который управляет двумя насосами или аналогичным.

Электрооборудование карьера присоединяется к дизельным электростанциям с помощью гибких медных кабелей марок КГЭХЛ и КГХЛ.

Работа карьера предполагается круглогодичная. Работа механизмов и оборудования предполагается в две смены не более 22 часов в сутки.

Таблица 8-1 Расчет электрических нагрузок

Потребители	Кол-во	Установленная мощность, кВт		Коэф. мощн	Коэф. спроса	Коэф. использ	Расчетная мощность			Годовой расход э/энергии тыс. кВт/ч
		Одног. о ЭП	Общая ЭП	tgφ	Кс	Ки	кВт	квар	кВА	
							$P_p = K_c \cdot P_n \cdot K_{ин}$	$Q_p = P_p \cdot tg \varphi$	S_p	
Напряжение потребителей 0,4 кВ										
Техника карьера										
Насос карьера ЦНСк 5-160	1	11	11	0,9	0,8	0,9	7,92	7,13	10,7	93,34
Итого									10,7	93,34

Электрическое освещение на карьерах и отвалах должно обеспечивать освещенность в соответствии с Нормами освещенности рабочих мест объектов открытых горных работ согласно таблице приложения 51 к «Правилам



обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы»

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

Для освещения района проведения работ карьеров применяются мобильные дизельные мачты освещения с 4 светодиодными лампами мощностью 350 Вт. Согласно приложению 51 к «Правилам обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы», район работ, подлежащий освещению, устанавливается техническим руководителем карьера.

Для расчёта потребного количества прожекторов (на максимальное развитие горных работ) освещаемую территорию условно представляют в виде двух прямоугольников площадью:

Северный карьер.

$$S_1 \approx 445\,000 \text{ м}^2.$$

Южный карьер.

$$S_2 \approx 25\,000 \text{ м}^2.$$

Световой поток, необходимый для обеспечения минимальной освещенности карьера определяется по формуле:

$$F_0 = E_n \cdot S, \text{ лм},$$

где E_n – требуемая нормируемая минимальная освещенность, лк

В соответствии с Приложением 51 к «Правилам обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы»: $E_n = 0,2$ лк, следовательно,

Северный карьер.

$$F_1 = 0,2 \cdot 445\,000 \approx 89\,000,0 \text{ лм}.$$

Южный карьер.

$$F_2 = 0,2 \cdot 25\,000 \approx 5\,000,0 \text{ лм}.$$

Места работы машин и механизмов согласно Приложению 51 к «Правилам обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы» должны иметь усиленную освещенность $E_n' = 5$ лк.



Площадь с усиленной освещенностью:

$$S_d = \frac{2}{3} \cdot L \cdot m \cdot \left(b + \frac{h}{\sin \alpha}\right), \text{ м}^2,$$

где, m – число уступов, на которых работы проводятся одновременно;

b, h – средняя ширина и высота уступа, м;

α – угол рабочего откоса уступа, град (для расчётов принимается наименьшее значение).

$$S_{\text{д.сев.к}} = \frac{2}{3} \cdot 950 \cdot 4 \cdot \left(10 + \frac{10}{\sin(65)}\right) \approx 53\,847 \text{ м}^2.$$

$$S_{\text{д.юж.к}} = \frac{2}{3} \cdot 620 \cdot 1 \cdot \left(10 + \frac{10}{\sin(65)}\right) \approx 9\,107 \text{ м}^2$$

Требуемый световой поток (лм) для создания усиленной освещенности:
Северный карьер.

$$F_{\text{д.сев.к}} = E'_n \cdot S_d = 5 \cdot 22\,653 \approx 294\,235 \text{ лм}$$

Южный карьер

$$F_{\text{д.юж.к}} = E'_n \cdot S_d = 5 \cdot 9\,107 \approx 45\,535 \text{ лм}$$

Требуемое количество прожекторов (шт):

$$N = \frac{F_k \cdot k_3 \cdot C}{\eta_{\text{пр}} \cdot F_{\text{л}}}, \text{ шт},$$

где k_3 – коэффициент запаса ($k_3=1,5$);

C – коэффициент, учитывающий потери света ($C=1,15 \dots 1,5$);

$\eta_{\text{пр}}$ – КПД прожекторов;

$F_{\text{л}}$ – световой поток ламп в прожекторе (154 000).

Северный карьер.

$$N_{\text{КСЗ}} = \frac{294\,235 \cdot 1,5 \cdot 1,15}{0,9 \cdot 154\,000} \approx 3,66 \text{ шт.}$$

Южный карьер



$$N_{КСЗ} = \frac{45\,535 \cdot 1,5 \cdot 1,15}{0,9 \cdot 154\,000} \approx 0,58 \text{ шт.}$$

Принимаем 3 прожекторных мачты для Северного карьера и 1 прожекторную мачту для Южного карьера,

Для расчёта необходимого количества дизельного топлива примем время работы дизельных мачт в сутки 11 часов, 365 дней в году и расход дизеля 0.8 л/ч, расчет сведен в таблицу 8,2.

$$N_{ДТ} = 11 * 365 * 0.8 * N_{\text{мачт}}$$

Таблица 8-2 Годовой расход дизельного топлива для мачт освещения

Год	Количество мачт	Расход дизеля, л
1	1	3 212
2	1	3 212
3	1	3 212
4	1	3 212
5	2	6 424
6	2	6 424
7	3	9 936
8	3	9 936
9	3	9 936
10	3	9 936
11	3	9 936
12	3	9 936
13	4	12 848
14	4	12 848
15	4	12 848
16	4	12 848
17	4	12 848
18	4	12 848

Данное количество является расчётным и необходимо для оценки потребления электрической энергии и топлива. На практике количество осветительных прожекторов корректируется с учётом карт изолюкс и положения горных работ ежегодно.

8.1 Защитное заземление

В соответствии с действующими законодательными актами Республики Казахстан на прикарьерной промплощадке рекомендуется применять систему заземления TN-S, на удаленных объектах (освещение карьера, отвалов) – систему заземления TT.

Защитное заземление работающих в карьере стационарных и передвижных электроустановок, машин и механизмов напряжением до 1000В и выше выполняются общим, и осуществляется в виде непрерывного электрического соединения между собой заземляющих проводов и заземляющих жил гибким кабелем, помощью которых заземляющие части присоединяются к



заземлителям, причем непрерывность цепи заземления должна автоматически контролироваться.

В соответствии с разделом 99 «Правил обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы» сопротивление в любой точке общего заземляющего устройства на открытых горных работах не должно превышать 4 Ом.

Основные ВЛ находятся на прикарьерных промплощадках для распределения электрической энергии по объектам потребления. Класс напряжения данных ВЛ составляет 0,4, сооружаются на железобетонных или деревянных опорах (определяется отдельным проектом на строительство). Для ВЛ принимается провод типа АС расчётного сечения.

При реализации Плана горных работ следует выполнять решения, направленные на обеспечение требований по энергосбережению и повышению энергоэффективности:

- применение силовых трансформаторов с низкими потерями электроэнергии;

- применение современного электрического оборудования с классом энергоэффективности, отражающего высокий уровень экономичности энергопотребления, характеризующим его энергоэффективность на стадии эксплуатации и более длительный срок службы;

- повышение уровня компенсации реактивной мощности у потребителя;

- сокращение протяженности электрических сетей за счет приближения источника питания к потребителям.

Освещение территории выполняется на базе светодиодных прожекторов; также и освещение внутри помещений – на базе светодиодных ламп. Управление наружным освещением промышленной площадки применяется с применением сумеречных выключателей и датчиков движения, управление освещением технологической дороги выполняется с применением сумеречных выключателей.

8.2 Автоматизация

Автоматическое включение резервных насосов, взамен вышедших из строя предусматривается посредством управления цифровым контролером, установленным в шкафу управления насосными агрегатами, поставляемым комплектно.

Также в шкафу управления установлен GSM модуль, позволяющий дистанционно управлять насосами, передавать сигналы на пульт управления диспетчера и обеспечивает контроль работы насосной установки.



9 РЕКУЛЬТИВАЦИЯ ЗЕМЕЛЬ, НАРУШЕННЫХ ГОРНЫМИ РАБОТАМИ

9.1 Рекультивация нарушенных земель

Разработка месторождений полезных ископаемых сопровождается изъятием земель, нарушением почвенно-растительного слоя, снижением продуктивностью прилегающих территории.

Для уменьшения негативного последствия этих процессов необходимо осуществлять комплекс мер по охране окружающей среды, рациональному использованию земельных ресурсов, проводить рекультивацию нарушенных земель и возврат их в сельскохозяйственный оборот.

Рекультивация земель выполняется для приведения участка завершения горных работ в первоначальное состояние, создания нормальных санитарно-гигиенических условий жизни населения.

Под термином рекультивация земель понимается комплекс работ, направленных на приведение территории в первоначальное состояние, восстановление продуктивности и народнохозяйственной ценности нарушенных земель и улучшения состояния компонентов окружающей среды (растительный и животный мир, водные объекты).

9.2 Краткая характеристика земель на площади работ

По административному месторождение полиметаллических руд Аксоран расположен в Шетском районе Карагандинской области РК.

На территории месторождения Аксоран отсутствуют особо охраняемые природные территории (заповедники, заказники, памятники природы) и земли государственного лесного фонда. Отсутствуют водные объекты, водоохранные зоны и полосы. В районе расположения месторождения также отсутствуют курорты, дома отдыха, пансионаты и другие зоны отдыха.

Ландшафт района имеет облик мелкосопочника, характерного для Центрального Казахстана. Поверхность всхолмлена неравномерно, характеризуется наличием элементов мелкогорного рельефа на водоразделах.

Известняковая гряда прослеживается в широтном направлении полосой на расстоянии около 50 км и шириной до 5 км. Абсолютные высотные отметки вершин гряды на западе достигают 707 м, к востоку они постепенно возрастают, достигая в районе месторождения 1093 м.

Поверхность сопок в большинстве случаев сглаженная. Относительное превышение сопок над дном долин колеблется в пределах от 20 до 50 м., в некоторых местах это превышение достигает 100 метров.

Склоны и вершины гор указанной гряды, сложенные кварцитами и кристаллическими сланцами, крутые уклоном до 30–45. Очень часто вершины сопок имеют округлую форму и склоны их пологие. Склоны сопок и гор пересекаются множеством крупных и мелких логов.

В тальвеге таких логов часто встречаются выходы подземных вод, в виде родников. Из отрицательных форм рельефа широко распространены долины,



связанные как с современной, так и с древней гидрографической сетью. Долины обычно широкие, плоские с пологими склонами бортов. Иногда в долинах наблюдаются террасы.

Гидрографическая сеть в районе развита слабо, представлена неглубокими промоинами, оврагами. Это объясняется отсутствием постоянного поверхностного стока в течение круглого года. Весенние паводки начинаются в первой декаде апреля и кончаются в первой половине июня и составляют 96–98% поверхностного стока вод. После паводка водотоки быстро мелеют, и вода остается только в глубоких плесах, питание которых происходит за счет грунтовых вод. Осенью плесы пополняются за счет поверхностных вод.

С наступлением морозов уровень воды резко падает, и вода остается только в самых глубоких плесах. В плесах вода слабо минерализована. Весной, во время таяния снега, почва не успевает оттаивать, и вода скатывается, не финфильтруясь в почву.

В отрицательных формах рельефа, где происходит значительное накопление снега, глубина промерзания незначительная. К отрицательным формам рельефа приурочены водные источники. На этих участках обильно произрастает луговая травянистая растительность.

Водными ресурсами район месторождения беден, имеются вблизи родников, по дебит их не превышает 0,3 л/сек.

Для района месторождения характерен резкоконтинентальный климат с суточными колебаниями температуры в 20 градусов и годовыми колебаниями от -30 до +43С. Лето сухое, жаркое с малым количеством осадков, зима холодная, но неустойчивая, с оттепелями и снежными метелями. Особенностью района являются сильные ветры, достигающие иногда ураганных скоростей. Глубина сезонного промерзания грунта не превышает полутора метра.

Растительность района бедна и однообразна. Травяной покров к июлю обычно выгорает, сохраняясь лишь в долинах рек, где местами развиты кустарники (тамариск, ива) или древесная растительность (карагач, клен, тополь, боярышник и т. д.).

Животный мир представлен в основном грызунами.

Отработку запасов месторождения предусматривается вести открытым способом, с нарушением дневной поверхности горнотранспортным оборудованием в пределах земельного отвода.

9.3 Мероприятия по рациональному использованию почвенно-растительного слоя

Проектом предусматривается восстановление земной поверхности, нарушенной горными работами, в состояние пригодное для их дальнейшего использования в сельском хозяйстве.

Неотъемлемой частью рекультивационных работ является снятие и хранение почвенно-растительного слоя (ПРС) со всей территории строительства для дальнейшего его использования при биологической рекультивации,



благоустройстве и озеленении территории промплощадки, рекультивации карьеров и для покрытия неплодородных площадей.

Снимается почвенно-растительный слой до начала горных работ и складывается в отдельные временные склады ПРС. Мощность снятия ПРС в районе ведения горных работ составляет 0,2 м.

Работы по снятию и нанесению почвенного слоя рекомендуется производить весной, когда в почве достаточно влаги, что предотвращает ветровую эрозию.

В целях снижения потерь ПРС предусмотрены следующие мероприятия:

1. Систематически осуществлять геолого-маркшейдерский контроль, за правильностью снятия почвенно-растительного слоя и его складирования в отведенных проектом местах;
2. При проведении складирования ПРС необходимо принять максимальные меры по предотвращению ветровой эрозии с отвалов;
3. Осуществлять полив поверхности отвала ПРС в летнее время.



10 РАЦИОНАЛЬНОЕ И КОМПЛЕКСНОЕ ОСВОЕНИЕ НЕДР

10.1 Выемочная единица

Согласно положениям «Единых правил по рациональному и комплексному использованию недр при разведке и добыче полезных ископаемых», выемочная единица – наименьший экономически и технологически оптимальный участок недр месторождения с достоверным подсчетом исходных запасов (блок, панель, лава, часть уступа), отработка которого осуществляется единой системой разработки и технологической схемы выемки, по которому может быть осуществлен наиболее точный отдельный учет добычи по количеству и качеству полезного ископаемого.

Морфология залегания рудных тел, система разработки и технология ведения горных работ на каждом из горизонтов являются едиными для всего месторождения и практически не меняется по мере развития карьера. В связи с этим, в условиях открытой разработки месторождения, горизонт, как выемочная единица, соответствует определению и функциям минимального участка и отвечает всем требованиям Единых правил, предъявляемым к выемочной единице, т. к.:

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

Учитывая условия разработки в качестве выемочной единицы на открытых горных работах, принимается горизонт высотой 10 м.

10.2 Охрана недр

В соответствии с требованиями Кодекса РК «О недрах и недропользовании» проектом приняты следующие технические решения:

- рекомендуемый технологический порядок вскрытия и отработки запасов горизонтов с опережающей эксплуатационной разведкой;
- рекомендуемые параметры добычных уступов и сплошной порядок их отработки позволяет отрабатывать балансовые запасы с минимальными потерями и разубоживанием руды;
- предусмотрена первоочередная проходка эксплоразведочных выработок при подготовке выемочных единиц с целью уточнения контуров промышленного оруденения, свойств руд и вмещающих пород для снижения конструктивных потерь и разубоживания руды при составлении локальных проектов;



- отработка всех типов руд с вывозкой на отвалы руд на борту карьера;
- соблюдение оптимального соотношения между потерями и разубоживанием;
- проведение наблюдений за проявлением сдвижения горного массива, осуществляемого маркшейдерской службой, а при необходимости - привлечение специализированных организаций;
- ведение очистной добычи в соответствии с планом развития горных работ по отработке запасов горизонтов;
- определение количества готовых к выемке запасов руды с нормативными потерями и разубоживанием согласно [5];
- систематическое проведение при разработке месторождения опережающего геологического опробования при эксплоразведке, а также технологического и товарного опробования;
- обеспечивается полнота извлечения из недр полезных ископаемых, не допуская выборочную отработку богатых участков.

10.3 Геолого-маркшейдерское обеспечение горных работ

В целях соблюдения проектных решений, учета полноты выемки запасов и рационального использования недр необходима организация на карьере геолого-маркшейдерской службы, в комплекс основных задач которой входят:

- контроль за правильностью и полнотой отработки месторождения, заключающийся в выполнении регулярных топографических съемок и заданий направлений горных работ;
- маркшейдерский учет количества добываемого полезного ископаемого и разрабатываемых вскрышных пород;
- учет состояния и движения запасов по степени их подготовленности к выемке;
- проведение эксплоразведки, контроль за качеством добываемой руды.

Основными задачами геологической и маркшейдерской служб являются:

- оперативно-производственное обеспечение всеми видами геологических и маркшейдерских работ на стадии разработки месторождения;
- контроль за полнотой отработки месторождения, ведение горных работ в соответствии с проектом, учет и приемка всех видов горных работ;
- участие в планировании горных работ;
- учет эксплуатационных запасов по степени подготовленности и их активности, расчет плановых и фактических потерь и разубоживания;
- ведение и своевременное пополнение всей геолого-маркшейдерской документации – журналы документации горных выработок, планы, разрезы, паспорта отработки и крепления, журналы опробования и др.;



- ведение учета состояния и движения запасов, потерь и разубоживания для подготовки ежегодного баланса запасов;
- своевременная подготовка обосновывающих материалов к списанию отработанных участков.
- Списание запасов полезных ископаемых с учета недропользователя ведется в соответствии с «Положением о порядке списания запасов полезных ископаемых с учета организаций», отражается в геологической и маркшейдерской документации отдельно по элементам учета и вносится в специальную книгу списания запасов организации.
- При выборе площадок для строительства объектов основного и вспомогательного производств учитывались следующие факторы и условия:
 - местоположение месторождения и условия его разработки;
 - оптимальное расположение хозяйственных и производственных объектов с учетом зоны влияния горных работ;
 - наличие площадей под строительство объектов, безрудность которых обоснована; - требования санитарных и противопожарных норм, а также мероприятия по охране окружающей среды.
- Все работы в пределах разрабатываемого месторождения проводятся в соответствии с утвержденным проектом, нормативными и методическими документами Комитета геологии и недропользования Министерства промышленности и строительства Республики Казахстан.
- Маркшейдерские работы выполняются в соответствии с требованиями Инструкции по производству маркшейдерских работ и других нормативных документов, а также законодательства о недрах и недропользовании. Маркшейдерские работы, требующие применения специальных методик и технических средств и инструментов, будут выполняться специализированными организациями по договору с недропользователем. На предприятии должны систематически вестись записи в Книге геологических и маркшейдерских указаний, обязательных для исполнения должностными лицами, которым они адресованы. Исполнение этих указаний регулярно контролируются руководителями предприятия.

10.4 Мониторинг состояния устойчивости прибортовых массивов карьера

Наблюдения за устойчивостью бортов уступов карьеров должно осуществляться маркшейдерской службой предприятия или же привлекаться специализированные организации. При этом создается специализированная группа (отдельно или в составе маркшейдерской службы предприятия) по мониторингу и прогнозу устойчивости уступов и бортов карьеров.

Тип применяемой аппаратуры, виды и состав наблюдений, регистрируемые величины, необходимая точность и периодичность наблюдений, необходимость паспортизации деформаций определяется проектом производства маркшейдерских работ или проектом мониторинга.



Результаты каждой серии мониторинга должны сопоставляться с принятыми критериями безопасности. В случае их превышения разрабатываются мероприятия по управлению устойчивостью. В случае возникновения угрозы нарушения устойчивости требуется принятие компенсирующих мер, включающих:

- изменение направления и режима ведения горных работ;
- корректировка проектных параметров;
- укрепление уступов на отдельных участках;
- осушение массивов водоотводящими каналами, водосборными и перехватывающими скважинами;
- строительство камнеулавливающих сооружений (барьеры, стенки, тросовые и сетчатые завесы);
- формирование призм упора;
- оптимизация параметров буровзрывных работ вблизи предельного контура с минимизацией влияния взрывных работ на законтурный массив;
- оборка заколов на уступах с применением специальной техники;
- ведение горных работ только в период отрицательных температур;

В местах выхода тектонических нарушений на контур уступов и при повышении степени трещиноватости пород, а также на особо ответственных участках должны предусматриваться дополнительные меры по обеспечению устойчивости уступов, локальных участков бортов карьеров.

Таблица 10.1 демонстрирует периодичность инструментальных маркшейдерских наблюдений за состоянием бортов и уступов карьеров.

Таблица 10-1 Периодичность маркшейдерских наблюдений за состоянием откосов карьеров в зависимости от скорости смещений

Скорость смещения, мм/сут	Периодичность наблюдений, сут
0,1–0,5	1 раз в год
0,5–1,0	2 раза в год
1,0–2,0	ежеквартально
2,0–5,0	45
5,0–10,0	15
10,0–20,0	7 - 8
20,0 и выше	3 -4

Закладка маркшейдерских наблюдательных станций выполняется на участках возможных деформаций, обусловленных:

- наличием вскрытых слабых пластичных, обводненных или сильнотрещиноватых пород в горном массиве, формирующих прибортовой массив;
- возможностью подрезки горными работами слабых контактов, поверхностей тектонических нарушений и обводненных пород,



имеющих наклон в сторону выработанного пространства и
простираение близкое к простираению борта;

- несоответствием фактических параметров уступов бортов проектным параметрам;
- несоответствием технологии проведения массовых взрывов паспорту буровзрывных работ.



СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Отчёт о геолого-разведочных работах и подсчет запасов по Аксоранскому свинцовому месторождению в Центральном Казахстане (по состоянию на 01.10.1952г.
2. Кодекс Республики Казахстан «О недрах и недропользовании, 27.12.2017г, №125-VI ЗРК».
3. Экологический кодекс Республики Казахстан, 27.12.2021г, №400-VI ЗРК.
4. Инструкция по составлению Плана горных работ, утвержденная приказом Министра по инвестициям и развитию Республики Казахстан 18.05.2018г, №351.
5. Отраслевая Инструкция по определению, нормированию и учету потерь и разубоживания руды и песков на рудниках и приисках МЦМ СССР, М.1973г.
6. Методические указания по наблюдениям за деформациями бортов, откосов уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости, утвержденный МЧС РК 22.09.2008г, №39.
7. Методические рекомендации по технологическому проектированию горнодобывающих предприятий открытым способом разработки (Приказ Комитета по Госконтролю за ЧС и ПБ РК от 19.09.2013 г. №42).
8. Земельный Кодекс РК от 20 июня 2003 г. №442–11.
9. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. Ржевский В. В. М., 1980 г.
10. Справочник. Открытые горные работы. К.Н. Трубецкой, М. Г. Потапов. К.Е. Веницкий. Н. Н. Мельников и др. -М: Горное бюро. 1994 г.
11. Краткий справочник по открытым горным работам под редакцией Мельникова Н. В., г. Москва, “Недра”, 1982 г.
12. В.В. Ржевский. М. Г. Новожилов. Б.П. Юматов. Научные основы проектирования карьеров. М.: Недра, 1971 г.
13. В.В. Ржевский. Открытые горные работы. Часть I. М.: Недра. 1985 г.
14. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. - Л: ВНИМИ. 1972 г.
15. Фисенко Г. Л. Устойчивость бортов карьеров. -М.: Недра. 1965 г.
16. Альтовский М.Е. «Справочник гидрогеолога». М.,1962 г.
17. Скабалланович И.А. «Гидрогеологические расчёты». М, 1960 г.
18. СП РК 2.04-01-2017 «Строительная климатология»
19. Под ред. К. Ю. Анистратова. Открытые горные работы – XXI век. Справочник. Том I. М.: «Система максимум». 2019 г.
20. «Справочник. Открытые горные работы». К.Н. Трубецкой, М.: Горное бюро, 1994.



21. Ржевский В. В. Технология и комплексная организация открытых горных работ. М. Недра, 1975г.
22. СТ РК 1412–2017 «Технические средства организации дорожного движения».
23. ВСН 24-28-88 «Технические правила ремонта и содержания автомобильных дорог».
24. ПР РК 218-29-2016.
25. Сборник инструктивных материалов по охране недр и рациональному использованию полезных ископаемых. М, 1977г.
26. (в тексте ссылка под номером 22) СН РК 4.01-03-2011 «Водоотведение. Наружные сети и сооружения»
27. Пособие по проектированию защиты горных выработок от подземных и поверхностных вод и водопонижения при строительстве и эксплуатации зданий и сооружений (к СНиП 2.06.14-85 и СНиП 2.02.01-83)
28. Правил обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих взрывные работы и работы со взрывчатыми материалами промышленного назначения», утвержденных приказом Министра по инвестициям и развитию Республики Казахстан от 30 декабря 2014 года № 343 в соответствии с подпунктом 14) статьи 12-2 Закона Республики Казахстан от 11 апреля 2014 года "О гражданской защите"
29. Закон Республики Казахстан от 11 апреля 2014 г. № 188-V ЗРК «О гражданской защите»
30. Трудовой кодекс Республики Казахстан от 23 ноября 2015 года № 414-V ЗРК
31. Правила пожарной безопасности, утвержденные приказом Министра по чрезвычайным ситуациям РК от 21 февраля 2022 г. № 55
32. Правила технической эксплуатации электроустановок потребителей, утвержденные приказом Министра энергетики Республики Казахстан от 30 марта 2015 года № 246
33. Санитарные правила «Санитарно-эпидемиологические требования к зданиям и сооружениям производственного назначения», утвержденных приказом Министра национальной экономики РК от 28 февраля 2015 г. №174
34. СП РК 3.03–122–2013 «Промышленный транспорт»



ПРИЛОЖЕНИЯ

СПИСОК ТЕКСТОВЫХ ПРИЛОЖЕНИЙ

№	Наименование текстового приложения
1	Лицензия проектной организации ТОО «Два Кей» №01919Р от 28.04.2017г
2	Техническое задание к договору
3	Протокол общественных слушаний от ____ г
4	Экспертное заключение на соответствие требованиям и нормам в области обеспечения промышленной безопасности от ____ г.
5	Заключение государственной экологической экспертизы на план ликвидации №KZ ____ от ____ г

Приложение 1 - Лицензия «Выполнение работ и оказание услуг в области охраны окружающей среды»

25002001



ЛИЦЕНЗИЯ

23.01.2025 жылы

02873P

**Қоршаған ортаны қорғау саласындағы жұмыстарды орындауға және қызметтерді көрсету
айналысуға**

(«Рұқсаттар және хабарламалар туралы» Қазақстан Республикасының Заңына сәйкес лицензияланатын қызмет түрінің
атауы)

"ДВА КЕЙ" жауапкершілігі шектеулі серіктестігі

050060, ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ, АЛМАТЫ ҚАЛАСЫ, Жароков көшесі, № 314А үй, БСН:
031240001366 берілді

(заңды тұлғаның (соның ішінде шетелдік заңды тұлғаның) толық атауы, мекенжайы, бизнес-сәйкестендіру нөмірі, заңды
тұлғаның бизнес-сәйкестендіру нөмірі болмаған жағдайда – шетелдік заңды тұлға филиалының немесе өкілдігінің бизнес
-сәйкестендіру нөмірі/жеке тұлғаның толық тегі, аты, әкесінің аты (болған жағдайда), жеке сәйкестендіру нөмірі)

Ерекше шарттары

(«Рұқсаттар және хабарламалар туралы» Қазақстан Республикасы Заңының 36-бабына
сәйкес)

Ескерту

Иеліктен шығарылмайтын, 1-сынып

(иеліктен шығарылатындығы, рұқсаттың класы)

Лицензиар

**"Қазақстан Республикасы Экология және табиғи ресурстар
министрлігінің Экологиялық реттеу және бақылау комитеті"
республикалық мемлекеттік мекемесі. Қазақстан Республикасы
Экология және табиғи ресурстар министрлігі.**

(лицензиардың толық атауы)

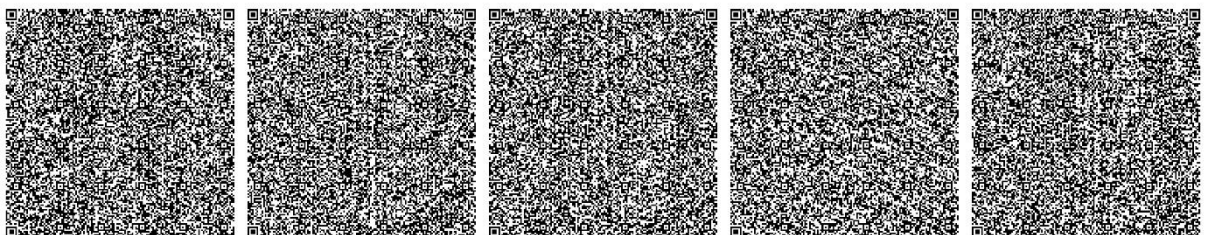
Басшы (уәкілетті тұлға) Умаров Ермек

(тегі, аты, әкесінің аты (болған жағдайда))

Алғашқы берілген күні 27.11.2007

**Лицензияның
қолданылу кезеңі**

Берілген жер АСТАНА ҚАЛАСЫ



25002001

1 беттен 1-бет



ЛИЦЕНЗИЯҒА ҚОСЫМША

Лицензияның нөмірі 02873Р

Лицензияның берілген күні 23.01.2025 жылы

Лицензияланатын қызмет түрінің кіші қызметтері

- I санаттағы объектілер үшін табиғатты қорғауды жобалау, нормалау

(«Рұқсаттар және хабарламалар туралы» Қазақстан Республикасының Заңына сәйкес лицензияланатын қызметтің кіші түрінің атауы)

Лицензиат

"ДВА КЕЙ" жауапкершілігі шектеулі серіктестігі

050060, ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ, АЛМАТЫ ҚАЛАСЫ, Жароков көшесі, № 314А үй, БСН: 031240001366

(заңды тұлғаның (соның ішінде шетелдік заңды тұлғаның) толық атауы, мекенжайы, бизнес-сәйкестендіру нөмірі, заңды тұлғаның бизнес-сәйкестендіру нөмірі болмаған жағдайда – шетелдік заңды тұлға филиалының немесе өкілдігінің бизнес-сәйкестендіру нөмірі/жеке тұлғаның толық тегі, аты, әкесінің аты (болған жағдайда), жеке сәйкестендіру нөмірі)

Өндірістік база

050060, Алматы қ., Тілендиев көшесі, 258"В"

(орналасқан жері)

Лицензияның қолданылуының ерекше шарттары

(«Рұқсаттар және хабарламалар туралы» Қазақстан Республикасы Заңының 36-бабына сәйкес)

Лицензиар

"Қазақстан Республикасы Экология және табиғи ресурстар министрлігінің Экологиялық реттеу және бақылау комитеті" республикалық мемлекеттік мекемесі. Қазақстан Республикасы Экология және табиғи ресурстар министрлігі.

(лицензияға қосымшаны берген органның толық атауы)

Басшы (уәкілетті тұлға)

Умаров Ермек

(тегі, аты, әкесінің аты (болған жағдайда))

Қосымшаның нөмірі

001

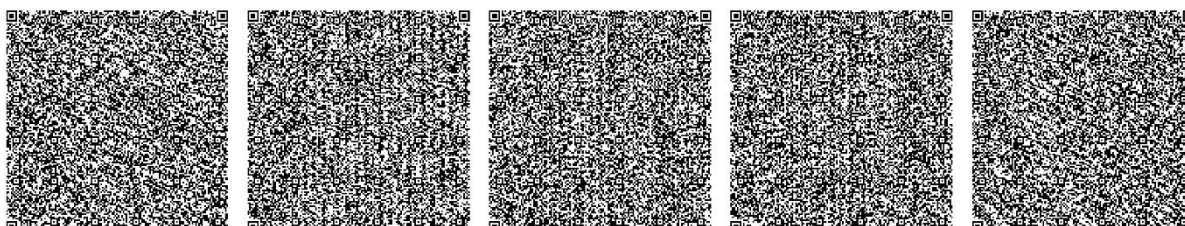
Қолданылу мерзімі

Қосымшаның берілген күні

23.01.2025

Берілген орны

АСТАНА ҚАЛАСЫ





25002001



ЛИЦЕНЗИЯ

23.01.2025 года

02873P

Выдана

Товарищество с ограниченной ответственностью "ДВА КЕЙ"

050060, РЕСПУБЛИКА КАЗАХСТАН, Г.АЛМАТЫ, улица Жарокова, дом № 314А
БИН: 031240001366

(полное наименование, местонахождение, бизнес-идентификационный номер юридического лица (в том числе иностранного юридического лица), бизнес-идентификационный номер филиала или представительства иностранного юридического лица – в случае отсутствия бизнес-идентификационного номера у юридического лица/полностью фамилия, имя, отчество (в случае наличия), индивидуальный идентификационный номер физического лица)

на занятие

Выполнение работ и оказание услуг в области охраны окружающей среды

(наименование лицензируемого вида деятельности в соответствии с Законом Республики Казахстан «О разрешениях и уведомлениях»)

Особые условия

(в соответствии со статьей 36 Закона Республики Казахстан «О разрешениях и уведомлениях»)

Примечание

Неотчуждаемая, класс 1

(отчуждаемость, класс разрешения)

Лицензиар

Республиканское государственное учреждение "Комитет экологического регулирования и контроля Министерства экологии и природных ресурсов Республики Казахстан". Министерство экологии и природных ресурсов Республики Казахстан.

(полное наименование лицензиара)

**Руководитель
(уполномоченное лицо)**

Умаров Ермек

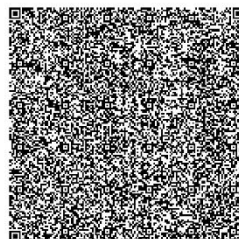
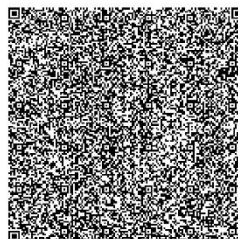
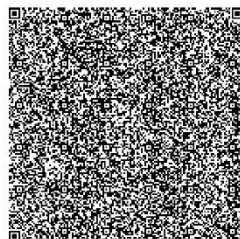
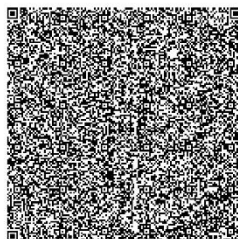
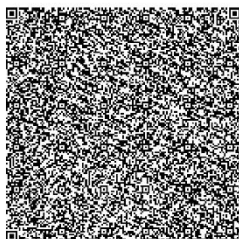
(фамилия, имя, отчество (в случае наличия))

Дата первичной выдачи **27.11.2007**

**Срок действия
лицензии**

Место выдачи

Г.АСТАНА



25002001

Страница 1 из 1



ПРИЛОЖЕНИЕ К ЛИЦЕНЗИИ

Номер лицензии 02873Р

Дата выдачи лицензии 23.01.2025 год

Подвид(ы) лицензируемого вида деятельности

- Природоохранное проектирование, нормирование для объектов I категории

(наименование подвида лицензируемого вида деятельности в соответствии с Законом Республики Казахстан «О разрешениях и уведомлениях»)

Лицензиат

Товарищество с ограниченной ответственностью "ДВА КЕЙ"

050060, РЕСПУБЛИКА КАЗАХСТАН, Г.АЛМАТЫ, улица Жарокова, дом № 314А, БИН: 031240001366

(полное наименование, местонахождение, бизнес-идентификационный номер юридического лица (в том числе иностранного юридического лица), бизнес-идентификационный номер филиала или представительства иностранного юридического лица – в случае отсутствия бизнес-идентификационного номера у юридического лица/полностью фамилия, имя, отчество (в случае наличия), индивидуальный идентификационный номер физического лица)

Производственная база

050060, г. Алматы, улица Тлендиева, 258 "В"

(местонахождение)

Особые условия действия лицензии

(в соответствии со статьей 36 Закона Республики Казахстан «О разрешениях и уведомлениях»)

Лицензиар

Республиканское государственное учреждение "Комитет экологического регулирования и контроля Министерства экологии и природных ресурсов Республики Казахстан". Министерство экологии и природных ресурсов Республики Казахстан.

(полное наименование органа, выдавшего приложение к лицензии)

Руководитель (уполномоченное лицо)

Умаров Ермек

(фамилия, имя, отчество (в случае наличия))

Номер приложения

001

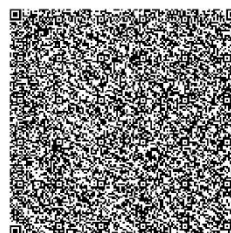
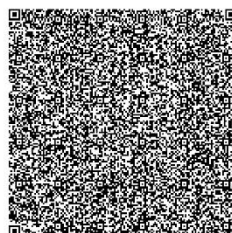
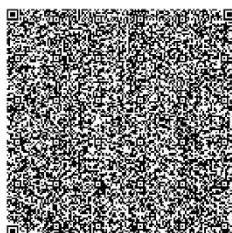
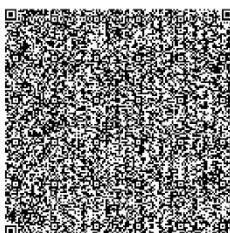
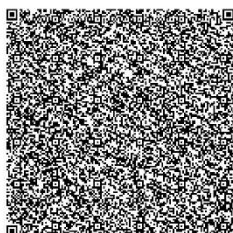
Срок действия

Дата выдачи приложения

23.01.2025

Место выдачи

Г.АСТАНА





Приложение 2 – Техническое задание к договору

Приложение №1
к Договору № 23/26/ИКГр
от «19» февраля 2026 г.

ТЕХНИЧЕСКОЕ ЗАДАНИЕ №1 НА ПОЛУЧЕНИЕ ПРАВА НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ НА СВИНЦОВОЕ МЕСТОРОЖДЕНИЕ «АКСОРАН»

1.	Наименование Заказчика <i>Объектінің атауы</i>	Частная компания Red Metal Group Ltd, РК, г. Астана, район Нура, проспект Туран, дом 50/3, н.п. 5. <i>Red Metal Group Ltd жеке компаниясы, ҚР, Астана қ., Нура ауданы, Тұран даңғылы, 50/3 үйі. е.м. 5.</i>
2.	Наименование объекта <i>Объектінің атауы</i>	Свинцовое месторождение Аксоран (ТПИ). <i>Ақсоран қорғасын кенорны (ҚПҚ).</i>
3.	Месторасположения объекта <i>Объектінің орналасқан жері</i>	РК, Карагандинская область, Шетский район. <i>ҚР, Қарағанды облысы, Шет ауданы.</i>
4.	Стадия работ <i>Жұмыс сатысы</i>	Доразведка (эксплуатационная разведка) с последующим переходом к добыче. <i>Эксплуатациялық бұрғылау жұмыстары, кейінгі кен өндіру жұмыстарына ауысумен.</i>
5.	Основание для выполнения работ <i>Жұмыстарды орындау үшін негіздеме</i>	30 ноября 2025 года свинцовое месторождение Аксоран был выставлен на аукцион МПС РК на добычу ТПИ. 23 декабря 2025 года по результатам аукциона компания Red Metal Group стал победителем и получила права недропользования на данное месторождение. Протокол подписан, получено уведомление от МПС РК для оформления лицензии. Месторождение открыто в 1931 году. С 1949г. по 1957г. проведена разведка. Северный участок скарнов разведан с поверхности канавами, а на глубину скважинами по сети 50х100м. Центральный и Южный разведаны скважинами по сети 100х100м. <i>2025 жылдың 30 қараша күні Ақсоран қорғасын кен орны ҚР ҚОМ ҚПҚ өндіру мақсатында аукционға қойылған болатын. 2025 жылдың 23 желтоқсан күні аукцион нәтижесі бойынша Red Metal Group компаниясы жеңіске жетіп, осы кен орнында жер қойнауын пайдалану жұмыстарын жүргізуге құқық алды. Хаттамаға қол қойылып, лицензия алу бойынша хабарландыру алынды. Кен орын 1931 жылы ашылған. 1949 жылдан 1957 жыл аралығында барлау жұмыстары жүргізілген. Скарндардың солтүстік бөлігі жер бетінен арықтармен барланған, ал тереңдікке 50х100м құрайтын барлау торы ұңғымаларымен барланған. Орталық және оңтүстік бөліктері торы 100х100м құрайтын ұңғымалармен барланған.</i>
6.	Цели работы <i>Жұмыс мақсаттары</i>	Получение полного комплекта разрешительной, проектной, экологической и производственной документации, необходимой для законного ведения эксплуатационной доразведки и добычи ТПИ в соответствии с Кодексом РК «О недрах и недропользовании», Экологическим кодексом и иными нормативными правовыми актами Республики Казахстан. <i>Аталып отқан кен орнында ҚР «Жер қойнауын пайдалану» кодексіне сәйкес, Экологиялық кодекске сәйкес жер қойнауын барлау және игеру жұмыстарын заңды түрде жүргізу мақсатында барлық қажетті рұқсатты, жобалық, экологиялық және де өндірістік құжаттамалардың толық кешенін алу.</i>
7.	Исходные данные	- Протокол №8013 заседания Всесоюзной комиссии по запасам



	Бастапқы деректер	полезных ископаемых (ВКЗ) от 18 марта 1953 года; - Протокол №121 заседания научно-технического совета от 29 января 1957 года; - Отчет о геологоразведочных работах и подсчет запасов по Аксоранскому свинцовому месторождению по состоянию на 1.10.1952 года; - Отчет о геологоразведочных работах на Аксоранском и Ново-Аксоранском месторождениях за 1954 год; - Отчет о геологоразведочных и поисковых работах на Аксоранском, Ново-Аксоранском, Узень-Жальском и Сары-Булакском месторождениях за 1957 год; - Графические материалы (геологические карты, разрезы). - 18 наурыздың 1953 жылдағы пайдалы қазбалар қорлары бойынша Бүкілодақтық комиссия отырысының №8013 хаттамасы; - 29 қаңтардың 1957 жылдағы ғылыми-техникалық кеңесі отырысының №121 хаттамасы; - 1.10.1952 жылға сәйкес Аксоран қорғасын кен орны бойынша геологиялық барлау жұмыстары мен қорларды санау бойынша есеп; - 1954 жыл бойынша Аксоран және Жаңа Аксоран кен орындарындағы барлау жұмыстары бойынша есеп; - 1957 жылғы Аксоран, Жаңа Аксоран, Ұзынжал және Сары-Булак кен орындарындағы барлау және іздеу жұмыстары бойынша есеп; - Графикалық материалдар (геологиялық карталар, кималар). - Отчет по оценке минерализации Аксоран (Казахстан) Свинца, выполненный Управлением инвестиций СДТ УГМК, Ведущий геолог по моделированию Бельтюкова Д.Ю. в том числе базу данных и 3D модель по запасам (стандарт ГКЗ) ресурсам (стандарт KAZRC) от 2025 года.
8.	Перечень Услуг/Работ Қызметтер/Жұмыстар тізімі	ЭТАП 1. Право недропользования 1. Подготовка документов для: - получения лицензии на добычу ТПИ; - сопровождение согласований с комитетом геологии и уполномоченными органами; ЭТАП 2. Земельно-правовая документация 1. Подготовка и сопровождение оформления землепользования, включая: - выбор и резервирование земельных участков; - определение вида землепользования (временное/долгосрочное); - подготовку акта выбора земельного участка; - получение постановления акимата о предоставлении земельных участков; - заключение договора землепользования. 2. Подготовка и согласование кадастровых схем и планов: - границы карьера; - участки под отвалы; - промплощадка; - подъездные дороги. 3. Согласование документации: - с акиматом; - с землеустроительными и кадастровыми органами; - с иными заинтересованными ведомствами (при необходимости). 4. Государственная регистрация прав землепользования (постановка земельных участков на кадастровый учет и регистрация прав в уполномоченных органах). ЭТАП 3. Геологоразведочные и оценочные работы 1. Разработка плана эксплуатационной доразведки. ЭТАП 4. Проектная документация 1. Разработка: - план горных работ (ПГР). 2. Разработка разделов: - технология добычи; - календарный план;



Перечень Услуг/Работ Қызметтер/Жұмыстар тізімі	- охрана недр; - геолого-маркшейдерское обеспечение; - промышленная безопасность; - охрана труда. 3. Согласование проекта в уполномоченных органах согласно Кодексу РК О недрах. ЭТАП 5. Экологическая документация 1. Определение категории объекта. 1.1 Подготовить уведомление/ экологическое разрешение. 1.2 Разработать план ликвидации. 1.3Согласовать экоплан с уполномоченными органами по экологии. 2. Разработка: - проведение скрининга; - ОВОС/раздел ООС; - проведение общественных слушаний; - разработка проектов: НДВ, НДС, ПУО, ПЭК, ПМ. 3. Получение экологического уведомления. 4.Сопровождение экологических согласований с уполномоченными органами по экологии. ЭТАП 6. Горный отвод и промышленная безопасность 1. Получение горного отвода. 2. Разработка: - плана ликвидаций (ПЛА/ПЛАС); - декларации промышленной безопасности. Результатом каждого этапа считается получение соответствующего утверждённого документа в уполномоченном органе, а не факт его разработки. 1 КЕЗЕҢ. Жер қойнауын пайдалану құқығы 1.Құжаттарды дайындау: - ҚПҚ өндіру мақсатында лицензия алу; - геология комитетімен және де уәкілетті органдармен бекіту кезінде сүйемелдеу; 2 КЕЗЕҢ. Жер және құқықтық құжаттама 1. Жерді пайдалану рәсімдерін дайындау және сүйемелдеу, оның ішінде: - жер учаскелерін таңдау және резервтеу; - жерді пайдалану түрін анықтау (уақытша / ұзақ мерзімді); - жер учаскесін таңдағаны туралы актіні дайындау; - жер учаскелерін беру туралы әкімдіктің қаулысын алу; - жерді пайдалану келісім-шартын жасау. 2. Кадастрлық схемалар мен жоспарларды дайындау және келісу: - карьер шекаралары; - қалдықтар қойылатын учаскелер; - өндірістік алаң; - кіреберіс жолдар 3. Құжаттаманы келісу: - әкімдікпен; - жер және кадастр органдарымен; - қажет болған жағдайда басқа мүдделі ведомстволармен. 4. Жерді пайдалану құқықтарын мемлекеттік тіркеу (жер учаскелерін кадастрлық есепке қою және құқықтарды уәкілетті органдарда тіркеу). 3 КЕЗЕҢ. Геологиялық барлау және бағалау жұмыстары 1.Эксплуатациялық қосымша барлау жұмыстарының жоспарын жасау. 4 КЕЗЕҢ. Жобалық құжаттама 1.Әзірлеу: - тау-кен жұмыстарының жоспары; 2. Бөлімдерді әзірлеу: - кен өндіру технологиясы; - күнтізбелік жоспар;
---	--



	Перечень Услуг/Работ Қызметтер/Жұмыстар тізімі	- жер қойнауын қорғау; - геологиялық және маркшейдерлік жұмыстармен қамтамасыз ету; - өндірістік қауіпсіздік; - еңбекті қорғау. 3. Қазақстан Республикасының Жер қойнауы туралы кодексіне сәйкес уәкілетті органдармен жобаны бекіту. 5 КЕЗЕҢ. Экологиялық құжаттама 1. Объектінің санатын анықтау. 1.1 Хабарландыру/экологиялық рұқсат дайындау. 1.2 Жою жоспарын құрастыру. 1.3 Экожоспарды экология жағынан уәкілетті органдармен бекіту. 2. Әзірлеу жұмыстары: - скрининг жүргізу; - ҚОӘБ/ҚОҚ бөлімі; - қоғамдық тыңдаулар өткізу; - РЕШН, ЛЗЖБ, ҚББ, ӨЭБК жобаларын жасау. 3. Экологиялық хабарламаны алу. 4. Экологиялық келісулерді сүйемелдеу жұмыстары. 6 КЕЗЕҢ. Тау-кен телімі және өнеркәсіптік қауіпсіздік 1. Тау-кен телімін алу. 2. Әзірлеу жұмыстары: - жою жоспары (ТЖЖ, ТЖЖ және О); - өнеркәсіптік қауіпсіздік декларациясы. Әрбір кезеңнің нәтижесі ретінде құжаттың жобаланғаны емес, келісілген құжаттың уәкілетті органда бекітілуі немесе келісілуі есептеледі.
9.	Требования к подрядчику Мердігерге қойылатын талаптар	1. Наличие лицензий и аккредитаций; 2. Опыт выполнения аналогичных работ в РК не менее 3-х лет; 3. Знание Кодекса о недрах и экологического кодекса; 4. Подрядчик обеспечивает подготовку, подачу, сопровождение и при необходимости корректировку документации до её утверждения уполномоченными органами, то есть до получения положительного результата. 1. Лицензия мен аккредитацияның болуы; 2. ҚР ұқсас жұмыстарды орындау тәжірибесінің кем дегенде 3 жыл болуы; 3. Жер қойнауы жөніндегі және экологиялық кодекстерді білуі; 4. Мердігер құжаттаманы дайындауды, тапсыруды, сүйемелдеуді және қажет болған жағдайда түзетуді қамтамасыз етеді, яғни құжаттар уәкілетті органдарда бекітіліп, оң нәтиже алынғанға дейінгі кезеңде толық қолданыста болады.
10.	Сроки оказания Услуг Қызмет көрсету мерзімдері	Общий срок оказания Услуг: 8 месяцев. Поэтапные сроки согласовывается календарным планом. Қызмет көрсетуге берілген жалпы мерзім: 8 ай. Кезеңдік жұмыстар күнтізбелік жоспарға байланысты бекітіледі.
11.	Итоговый результат Қорытынды нәтиже	Заказчик получает полный комплект документов, позволяющий: - получить лицензию на добычу ТПИ; - законно вести доразведку и добычу ТПИ. Тапсырыс беруші құжаттардың толық жинағын алады. Бұл құжаттар келесі жұмыстарға мүмкіндік береді: - ҚПҚ өндіруге лицензия алуға; - ҚПҚ қосымша барлау мен өндіруді заңды түрде жүргізуге.
Заказчик ЧК «Red Metal Group Ltd.» Главный исполнительный директор Н.М. Батталов		Исполнитель ТОО «Два-Кей» Генеральный директор Н.Г. Каменский