



ТОО «КАЗЦИНК»

ТОО «КАЗГИПРОЦВЕТМЕТ»

**ПЛАН ГОРНЫХ РАБОТ ПО ДОБЫЧЕ РУДЫ
НОВОЛЕНИНОГОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ**

ОБЩАЯ ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

Номер документа
Казгипроцветмет:

484.23 / 1.1 - ПГР

Том 1.1

Титул проекта:

Новоленинское месторождение

Код проекта
Казгипроцветмет:

484.23

Код проекта Гленкор:

KAZ_RID-013-KNLM

Код проекта Казцинк:

N-19-0041



ТОО «КАЗЦИНК»

ТОО «КАЗГИПРОЦВЕТМЕТ»

ПЛАН ГОРНЫХ РАБОТ ПО ДОБЫЧЕ РУДЫ
НОВОЛЕНИНОГОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

ОБЩАЯ ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

Номер документа
Казгипроцветмет: 484.23 / 1.1 - ПГР

Том 1.1

Титул проекта: Новолениногорское месторождение

Код проекта
Казгипроцветмет: 484.23

Код проекта Гленкор: KAZ_RID-013-KNLM

Код проекта Казцинк: N-19-0041

Директор по производству
ТОО «Казгипроцветмет»

Главный инженер проекта
ТОО «Казгипроцветмет»

Г.А. Хиврич

В.В. Левашов



Г.А. Хиврич

В.В. Левашов

01

27.03.2024 г.

На рассмотрение

ТОО «Казгипроцветмет»

Ревизия

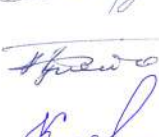
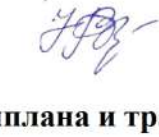
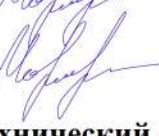
Дата

Описание

Составил

ИСПОЛНИТЕЛИ

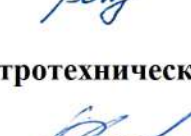
Горный отдел

Начальник отдела		А.П. Винтовкин
Главный технолог		К.А. Шушкевич
Главный маркшейдер		Л.М. Чеканова
Главный механик		А.А. Денисов
Главный гидрогеолог		В.М. Булейко
Главный специалист		Е.А. Краснобаева
Начальник группы		Е.В. Лобанова
Ведущий инженер		Т.В. Москвич
Начальник группы		А.В. Емельянова
Нормоконтролёр		Ю.В. Токарева

Отдел генплана и транспорта

Начальник отдела		Е.В. Андосова
Главный специалист		Т.Н. Моргун
Нормоконтролёр		Т.Н. Моргун

Сантехнический отдел

Начальник отдела		А.А. Тыщенко
Главный специалист		Е.С. Казаченков
Ведущий инженер		Ю.С. Колчина
Нормоконтролёр		А.А. Бойкова

Электротехнический отдел

Начальник отдела		М.К. Гусейнов
Главный специалист		Н.С. Алиева
Главный специалист		А.В. Кожевникова

Главный специалист



Т.В. Мелихова

Главный специалист



Г.В. Латыпова

Главный специалист



М.С. Быченко

Главный специалист



А.Ж. Нургазинов

Нормоконтролёр



Е.А. Чапля

СОДЕРЖАНИЕ

1 ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О РАЙОНЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ	6
2 ИНЖЕНЕРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ	8
3 МИНЕРАЛЬНЫЕ РЕСУРСЫ.....	20
4 ГОРНЫЙ ОТВОД.....	24
5 ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ.....	25
5.1 Режим работы.....	25
5.2 Производительность и срок существования рудника.....	25
5.3 Вскрытие месторождения.....	26
5.4 Горнопроходческие работы	31
5.4.1 Горно-капитальные работы	31
5.4.2 Горно-подготовительные работы.....	32
5.4.3 Механизация горнопроходческих работ.....	32
5.5 Системы разработки.....	34
5.6 Потери и разубоживание	45
5.7 Расчет нормативов по обеспечению полноты извлечения запасов.....	48
5.8 Геолого-маркшейдерское обеспечение горных работ	51
5.9 Закладочные работы.....	54
5.10 Хозяйство взрывчатых материалов	55
5.11 Календарное планирование	59
5.11.1 Календарный график добычи руды.....	59
5.11.2 Календарный график горнопроходческих работ.....	59
5.12 Вентиляция.....	63
5.13 Водоснабжение, водоотведение, водоотлив.....	64
6 ОТВАЛЬНОЕ ХОЗЯЙСТВО.....	75
6.1 Способ отвалообразования	75
6.2 Механизация отвальных работ и выбор оборудования.....	75
7 ОХРАНА НЕДР	79
7.1 Охрана и рациональное использование недр.....	79
7.2 Использование пустой породы, отходов горного производства.....	80
8 ВСПОМОГАТЕЛЬНОЕ ПРОИЗВОДСТВО	81
8.1 Организация ремонтных работ и складское хозяйство	81
9 ГЕНЕРАЛЬНЫЙ ПЛАН И ТРАНСПОРТ	82

9.1 Генеральный план	82
9.2 Инженерные сети и коммуникации.....	87
9.3 Автомобильные дороги.....	87
9.4 Организация грузоперевозок	89
10 ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ.....	91
10.1 Объекты поверхности	91
10.2 Подземные объекты	95
11 АВТОМАТИЗАЦИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ И ИНЖЕНЕРНЫХ СИСТЕМ	104
12 СВЯЗЬ И СИГНАЛИЗАЦИЯ	113
13 ТЕПЛОСНАБЖЕНИЕ	114
14 ПРОМЫШЛЕННАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ.....	115
ПРИЛОЖЕНИЕ А Задание на проектирование	131
ПРИЛОЖЕНИЕ Б Обобщенные физические и упругие свойства скальных пород.....	138
ПРИЛОЖЕНИЕ В Обобщенные прочностные свойства скальных пород и руд.....	141
ПРИЛОЖЕНИЕ Г Горнотехнические свойства скальных пород и руд	144
ПРИЛОЖЕНИЕ Д Гидрогеологическая колонка.....	147
ПРИЛОЖЕНИЕ Е Минеральные ресурсы.....	148
ПРИЛОЖЕНИЕ Ж Горный отвод.....	152
ПРИЛОЖЕНИЕ И Объемы горнопроходческих работ.....	158
ПРИЛОЖЕНИЕ К Расчет технологического оборудования	184
ПРИЛОЖЕНИЕ Л Расчет требуемого количества воздуха	189
ПРИЛОЖЕНИЕ М Технические условия на подключение сетей водоснабжения.....	204
ПРИЛОЖЕНИЕ Н Расчет насосных.....	206
ПРИЛОЖЕНИЕ П Расчет количества автосамосвалов для поверхностных перевозок	245
ПРИЛОЖЕНИЕ Р Расчет бульдозеров.....	247
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	248

1 ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О РАЙОНЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Новоленинское барит-полиметаллическое месторождение расположено на территории Глубоковского района Восточно-Казахстанской области на расстоянии 10 км к востоку от г. Риддер, с которым участок месторождения связан грунтовой дорогой (рисунок 1.1).

Участок Новоленинского месторождения представляет собой преимущественно левобережную часть долины р. Быструхи в её среднем течении. Рельеф участка пологий, долинный, перепад высот не превышает 50 м при колебании абсолютных отметок от 1050 до 1100 м. На северной части площади абсолютные отметки достигают 1300 м (гора Успенская с крутизной склонов до 30°).

Кроме р. Быструхи, по площади месторождения протекает ряд мелких ручьёв, впадающих в неё по левому берегу и берущих начало на северном склоне Ивановского хребта, ограничивающего долину с юга. Значительная часть площади, непосредственно прилегающая к левобережью р. Быструхи, является заболоченной.

Климат района резко континентальный с большими колебаниями суточных и годовых температур. Средняя температура наиболее холодного месяца (январь) составляет минус 17 °С, с минимумом минус 47 °С. Средняя температура самого теплого месяца (июль) составляет плюс 19 °С при максимуме плюс 40° С. Продолжительность периода с положительными температурами воздуха составляет 195-204 дней в году. Среднегодовое количество осадков - 658 мм. Преобладающее направление ветров – восточное.

Глубина промерзания грунта достигает 2 м при мощности снегового покрова до 1,5-2,0 м. Сейсмичность района в соответствии с СП РК 2.03-30-2017 «Строительство в сейсмичных районах» [1] 7 баллов по шкале Рихтера.

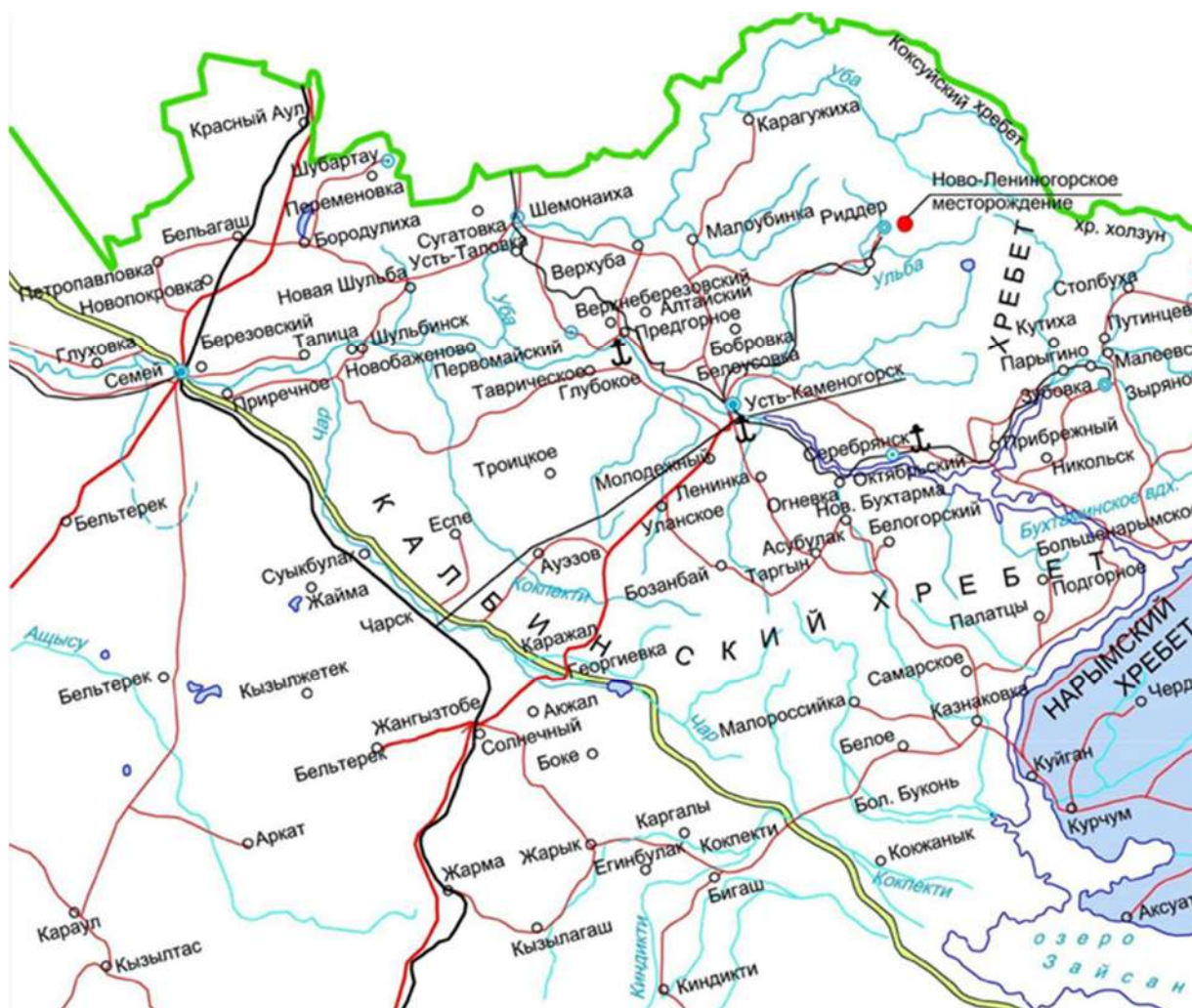


Рисунок 1.1 – Обзорная карта района месторождения.

2 ИНЖЕНЕРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ

Новоленинское месторождение расположено в 9–10 километрах к востоку от Риддер-Сокольного месторождения, залегает в аналогичных геологических условиях, но на более значительной глубине.

Месторождение находится в восточной части Ленингорского рудного поля, приурочено к Успенско-Корелинской тектонической зоне северо-восточного крыла Синюшенского антиклинория. Рудные тела залегают под мощным чехлом четвертичных отложений. Участок месторождения сложен отложениями ленингорской, крюковской, ильинской и сокольной подсвит берёзовской свиты эйфеля.

Ленингорская подсвита представлена массивными липаритовыми порфирами, сменяющимися выше по разрезу их флюидално-полосчатыми разностями и лавобрекчиями. Верхи подсвиты от 100 до 150 м, вмещающие основные рудные залежи, сложены брекчиями липаритовых порфиров.

Крюковская и ильинская подсвиты образуют единую вулканомиктовую пачку. Основание и кровля пачки сложены известковистыми алевролитами, средняя часть – туффитами, гравелитами и известняками. В северо-восточной части месторождения в пачке встречаются дацитовые порфиры и туфы (геологическая карта приведена в комплекте чертежей 484.23-ГГ (см. том 484.24/1.2-ПГР).

Сокольная подсвита сложена преимущественно углисто-глинистыми алевролитами.

Субвулканические породы занимают около 70% площади месторождения. Это порфировые липариты среднего девона и силлообразные тела диабазов раннего карбона. Плагииграниты, распространенные преимущественно среди отложений сокольной свиты, имеют позднекарбонный-раннепермский возраст.

В 2020 году типы пород были переклассифицированы и обобщены для облегчения процесса моделирования. Литолого-структурная модель была создана ТОО «Казцинк» на основе упрощенной литологии.

Структура месторождения представляет собой вулкано купол северо-восточного простираения, осложненный пологой поперечной складкой. Образовавшиеся куполовидные поднятия – основные рудоконтролирующие структуры месторождения. По морфологии, условиям залегания и минеральному составу выделяются два главных типа руд: стратиформные барит- полиметаллические и секущие полиметаллические. Первый – приурочен к известково-глинистым алевролитам крюковской подсвиты, имеет пластообразную форму и ритмично-слоистое строение. Второй образует жильно-штокверковые тела в липаритовых порфирах со

стороны лежащего бока барит-полиметаллических руд. Жильно-штокверковые руды представляют основную ценность месторождения.

На месторождении выявлено три рудных зоны - Западная, Центральная и Успенская, включающие семь залежей - Буровскую, Баритовую, Богатую, Северную, Успенскую, Западную и Надежду. Первые три залежи, содержащие основные запасы месторождения, включают 39 рудных тел пласто-, линзо- и штокообразной формы. Они имеют протяженность по простиранию от 95 до 750 м, по падению от 45 до 600 м при мощности от 0,23 до 130,1 м.

Залежь Успенская имеет выход на поверхность. Залежи - Северная, Западная, Надежда, Буровская, Баритовая и Богатая находятся в слепом залегании на глубинах от 500 до 1200 м. Глубина залегания верхней границы оруденения от поверхности составляет на северо-востоке около 500 м, увеличиваясь в юго-западном направлении до 850–950 м. Нижняя граница оруденения условная, проводится по данным опробования. Мощность рудоносной зоны колеблется от 0 до 400 м. Наибольший размах оруденения по вертикали установлен на Буровской залежи – до 500 м.

Согласно отчету KAZRC 2021 года, оценка минеральных ресурсов выполнена по трем основным залежам месторождения (Богатой, Буровской и Баритовой), в которых содержится свыше 95 % всех ресурсов месторождения.

Руды месторождения полиметаллические с преобладанием свинца и цинка над медью.

По составу выделяются следующие природные типы руд: серно-колчеданные, медно-колчеданные, медно-цинковые, колчеданно-цинковые, полиметаллические и сульфидно-серицитовые. Отмечается увеличение с глубиной относительных содержаний меди и цинка.

Основными рудными минералами являются сфалерит и галенит. Менее распространены пирит, халькопирит, блёклые руды, гематит.

Нерудные минералы представлены в основном кварцем, баритом, альбитом, карбонатами, серицитом.

Гидротермальные изменения пород проявлены незначительно и выразились в основном в окварцевании и серитизации липаритовых порфиров. На верхней границе последних серицит-кварцевые метасоматиты сменяются карбонат-хлорит-серицитовыми породами.

Выделены технологические типы руд - сульфидный полиметаллический и барит-полиметаллический.

Основные полезные компоненты цинк, свинец, медь, барит. Попутные компоненты золото, серебро, кадмий, селен, теллур, висмут, сера общая и пиритная. Вредные компоненты – сурьма, мышьяк. Барит-полиметаллические руды, в отличие от полиметаллических,

характеризуются повышенными концентрациями золота и серебра, сурьмы, мышьяка, селена, теллура.

Руды месторождения содержат повышенные концентрации золота, часть которого (до 26 %) находится в свободном виде.

На месторождении проводились инженерно-геологические исследования в 1981–1985 годах и геотехнические исследования в 2019–2021 годах.

Определение физико-механических свойств пород проводилось в лаборатории физико-механических испытаний научно-исследовательского горно-металлургического института цветных металлов «ВНИИцветмет» (г. Усть-Каменогорск) в 1984–1985 годах и в научно-исследовательской лаборатории физико-механических свойств и разрушения горных пород Санкт-Петербургского горного университета (СПГУ) в 2020–2021 годах. В плане горных работ результаты всех лабораторных исследований сведены в обобщающие таблицы. В Приложении Б приведены физические и упругие свойства пород и руд Новоленингорского месторождения, в Приложении В – прочностные свойства.

Средняя плотность пород в зависимости от степени минерализации рудными минералами изменяется от 2,65 г/см³ (у гранофинов) до 3,13 г/см³ (у риолит-порфинов). Средняя плотность руды составляет 2,89 г/см³.

Средняя пористость пород изменяется в пределах от 0,87 % до 4,4 %.

Средний предел прочности на одноосное сжатие в водонасыщенном состоянии для различных петрографических разновидностей пород изменяется от 36,9 до 131,6 МПа. Согласно ГОСТ 25100-2020 [2] грунты с такими показателями относятся к разновидностям скальных грунтов: средней прочности, прочным и очень прочным. Баритовые и барит-полиметаллические руды обладают средней прочностью (49,4 МПа), полиметаллические руды относятся к прочным (92,9 МПа).

Определённые по результатам одноосного сжатия и растяжения в сухом и водонасыщенном состоянии средние значения угла внутреннего трения пород и руд находятся в пределах от 25° до 37°, сцепления 8,8–35,8 МПа.

Средние значения параметров деформационных свойств пород и руд составляют: динамический модуль упругости по ГОСТ 28985-91 [3] от 35,3 ГПа до 91,3 ГПа, модуль Юнга (по ASTM D7012-14) от 24 до 78 ГПа, коэффициент Пуассона от 0,07 до 0,24, модуль сдвига от 2,8 ГПа до 3,83 ГПа.

Определение класса пород согласно [4] по потенциальной устойчивости основано на сочетании классов пород по прочности и монолитности таблица 2.1.

Таблица 2.1 – Классификация пород массива по потенциальной устойчивости

Индекс класса		прочности				
		1	2	3	4	5
МОНОЛИТНОСТИ	А	I	I	I	IV	VII
	Б	II	II	II	V	VIII
	В	III	III	III	VI	IX
	Г	X	X	X	X	X

Определение класса пород по прочности основано на численном значении предела прочности на одноосное сжатие (таблица 2.2).

Таблица 2.2 – Классификация пород по прочности

Класс прочности		Предел прочности грунта на одноосное сжатие $R_{с, вс}$, МПа
индекс	наименование	
1	Весьма прочные	более 150
2	Прочные	80–150
3	Средней прочности	30–80
4	Низкой прочности	10–30
5	Весьма низкой прочности	менее 10

Определение класса монолитности основано на численных значениях показателя качества скального грунта (RQD), выхода керна, модулей кусковатости, открытой и закрытой трещиноватости (таблица 2.3).

Горнотехнические свойства скальных пород и руд приведены в приложении Г.

Таблица 2.3 – Классификация пород по монолитности в массиве

Класс монолитности		Показателя качества скального грунта RQD , %	Выход керна BK , %	Модуль		
индекс	наименование			кусковатости $МК$, кусков на метр керна	открытой трещиноватости MT_0 , трещин на метр керна	закрытой трещиноватости MT_3 , трещин на метр керна
A	Весьма монолитные породы	> 60	> 60	≤10	≤10	≤10
Б	Монолитные породы	31–60	31–60 60	≤10 11–20	≤10 11–20	≤10 11–20
В	Породы низкой монолитности	0–30	31–60 >60	≤10 11–20	≤10 11–20	≤10 11–20
Г	Породы немонолитные	0	< 30	>20	>20	>20

Из десяти классов потенциальной устойчивости на Новоленинском месторождении было выделено всего 5 классов, отвечающих различным инженерно-геологическим условиям строительства и эксплуатации горных выработок, краткая характеристика которых приведена в таблице 2.4. Потенциально неустойчивые породы (Х класс) на месторождении выделяются только вдоль сместителя Босяковского взброса. Проектные горизонтальные выработки, пересекающие взброс, целесообразно располагать перпендикулярно к его простиранию.

Породы низкой потенциальной устойчивости (VI класс) на месторождении выделяются вдоль сместителя Босяковского взброса и Буровского разлома. Расположение наклонных и вертикальных выработок в пределах пород VI класса в зонах влияния разломов необходимо по возможности избегать. Рекомендуется располагать рудоспуски и вентиляционные восстающие за пределами геотехнических областей серицитолита и алевролита из-за их относительно низкого предела прочности на одноосное сжатие (UCS) и низкого качества горной массы (по индексу Q системы Бартон).

Так как ранее выполненные инженерно-геологические исследования и геотехнические исследования не захватывали участки массива горных пород, в которых планируется строительство проектных вертикальных и наклонных стволов, для получения исходных данных для разработки рабочей документации, рекомендуется проведение дополнительных инженерно-геологических и гидрогеологических изысканий. Для каждого вертикального ствола рекомендуется бурение одной вертикальной контрольно-стволовой скважины, а для наклонных стволов – несколько вертикальных или наклонных скважин, расположенных по их осевым линиям.

Таблица 2.4 – Характеристика классов устойчивости пород, выделенных на Новоленинском месторождении

Класс потенциальной устойчивости		Характеристика прочностных свойств. Значения предела прочности на одноосное сжатие $R_{с, вс}$	Характеристика монолитности по показателю качества скального грунта RQD и выходу керна BK	Инженерно-геологическая характеристика при строительстве и эксплуатации
индекс	наименование			
I	Весьма потенциально устойчивые породы	Породы прочные и весьма прочные. $R_{с, вс} > 80$ МПа	Породы весьма монолитные. $RQD > 60 \%$; $BK > 60 \%$	Выработки проходятся без крепления
II	Потенциально устойчивые породы	Породы средней и выше средней прочности. $R_{с, вс} > 30$ МПа	Породы монолитные. $RQD > 30 \%$	Выработки проходятся без крепления. Со временем возможны отдельные небольшие вывалы в кровле выработок
III	Породы средней потенциальной устойчивости	Породы средней и выше средней прочности. $R_{с, вс} > 30$ МПа	Породы низкой монолитности. $RQD \leq 30 \%$	В выработках при проходке ослабленных участков возможны отдельные вывалы с капежом. Требуется частичное крепление
VI	Породы низкой потенциальной устойчивости	Породы низкой прочности. $R_{с, вс} < 30$ МПа	Породы низкой монолитности. $RQD = 0-30 \%$	При проходке выработок в породах данного возможны отслоения и вывалы с капежом. Требуется крепление
X	Потенциально неустойчивые породы	Породы любой прочности	Породы немонолитные. $RQD = 0 \%$; $BK < 30 \%$	При проходке выработок требуется оплосное крепление. Возможны прорывы воды с незначительным расходом и выносом рыхлого материала, заполняющего трещины

Гидрогеологические условия.

Основные рудные залежи Новоленинского месторождения располагаются под Лениногорской впадиной. Основные характеристики гидрогеологических подразделений в пределах прогнозной зоны сдвижения сведены в гидрогеологическую колонку, представленную в Приложении Д по данным геологической разведки месторождения [4] [5].

Основным гидрогеологическим подразделением, определяющим водопритоки в проектные подземные горные выработки является водоносная зона трещиноватости палеозойских пород. Преобладают в ней слабоводоносные породы, среди которых встречаются водоносные зоны тектонических нарушений или водоносные жилы, под которыми понимаются

линейные зоны разрывных дислокаций горных пород, обладающие повышенной открытой трещиноватостью (за счёт сочетания эндогенной и экзогенной трещиноватости), а, следовательно, повышенной линейной водопроницаемостью, на фоне слаботрещинуватых и слабопроницаемых пород. Длина водоносных жил достигает несколько сотен метров и более.

Трещинные подземные воды отдельных слабоводоносных жил нижней части палеозойского массива являются напорными. В ненарушенных гидрогеологических условиях статические пьезометрические уровни слабоводоносных жил и экзогенной зоны трещиноватости устанавливаются на близких абсолютных отметках. Кроме того, непосредственно над основными рудными залежами, пьезометрические уровни трещинных вод близки к поверхности земли. В естественных гидрогеологических условиях минимальный напор трещинных вод слабоводоносных жил, расположенных в кровле рудных залежей, должен составлять от 730 м до 870 метров водяного столба (м вод. ст.) или 7,2–8,5 МПа, а максимальный напор для зон, расположенных на проектном горизонте минус 130 м залежи Буровская – 1190 м вод. ст. или 11,7 МПа.

Водоносная зона трещиноватости палеозойских пород является единственным гидрогеологическим подразделением нижнего геофильтрационного яруса, из которого в проектных горных выработках будут происходить водопроявления, так как практически все горные выработки рудника предполагается проходить в палеозойских породах.

Общий суммарный прогнозный нормальный (среднегодовой) водоприток в горные выработки рудника оценивается в 300 м³/ч. Для расчёта паводкового расхода использован коэффициент сезонной неравномерности 1,55, полученный на Шубинском месторождении, расположенном в 4,5 км северо-восточнее Новоленингорского месторождения [6]. Прогнозный максимальный (паводковый) водоприток в рудник оценивается в 465 м³/ч.

На Новоленингорском месторождении существует опасность внезапных прорывов подземных вод из водоносных тектонических нарушений и незатампонированных скважин. Неблагоприятное воздействие этих прорывов на строительство и эксплуатацию зависит от величины гидростатического давления вскрываемых трещинно-жильных вод и первоначального расхода водопритока в выработку.

Внезапные прорывы воды из водоносных тектонических нарушений (водоносных жил), имеющих несниженные напоры трещинных вод, наиболее вероятны при строительстве стволов, транспортных съездов и передовых горизонтальных горно-капитальных выработок. Гидростатическое давление трещинно-жильных вод будет зависеть от глубины расположения выработки. Максимальное его значение для стволов, пройденных с поверхности земли, может

достигнуть 7,3–7,7 МПа, для транспортных съездов и горизонтальных горно-капитальных выработок – 11,9 МПа. С другой стороны, по мере увеличения количества выработок в скальном горном массиве будет увеличиваться его сдренированность и закономерно снижаться гидростатическое давление на участках массива, примыкающих к выработкам.

Внезапные прорывы воды из незатампонированных скважин возможны на любом этапе строительства, а также при проведении добычных работ. Мероприятия по предупреждению прорывов подземных вод при ведении горных работ на Новоленинском руднике рассмотрены в разделе 14 данной пояснительной записки.

Проблемы в очистных блоках могут возникнуть при подработке скважины конкретной очистной камерной выработкой. По результатам исследований институтом «ВИОГЕМ» [7], [8] водоприток в очистной блок, расход которого превышает 2–5 м³/ч, может серьезно осложнить выпуск отбитой руды за счёт её расплывания, налипания и слёживаемости (из-за повышения её влажности свыше 4 %). Есть два доступных метода предотвращения поступления воды в камеру. Первый метод направлен на перехват водопритока из скважины и её отвод мимо очистного блока с помощью специально пройденных в горном массиве подходных выработок к ней. Место перехвата должно находиться выше места подработки. Второй метод предполагает герметизацию её ствола, которую значительно проще выполнить с поверхности месторождения, чем из горных выработок. Поэтому для каждой аналогичной ситуации должна рассматриваться экономическая целесообразность применения одного из двух методов (отвод воды с помощью выработок или герметизация с поверхности месторождения).

Химический состав шахтных вод прогнозируется по фактическим анализам проб подземных вод, отобранных в глубоких разведочных скважинах, вскрывших трещинно-жильные воды на планируемых к разработке подземных горизонтах. По анионному составу воды будут преимущественно сульфатными и сульфатно-хлоридно-гидрокарбонатными, редко сульфатно-гидрокарбонатными, по катионному составу – преимущественно натриевыми, редко кальциево-натриевыми; по минерализации преимущественно пресные; по водородному показателю – преимущественно нейтральные и редко слабощелочные.

Степень агрессивного воздействия подземных вод на бетоны, железобетонные и металлические конструкции определена в таблицах 2.5 и 2.6 по наиболее неблагоприятным численным значениям компонентов, определяющих агрессивные свойства подземных вод.

Таблица 2.5 – Оценка агрессивных свойств подземных вод по отношению к бетону (по СП РК 2.01-101-2013)

Показатель агрессивности	Единица измерения	Наиболее неблагоприятная величина	Вид цемента	Степень агрессивного воздействия вод на бетон при марке бетона по водонепроницаемости					
				W4	W6	W8	W10-W14		W16-W20
							W10-W12		
Бикарбонатная щелочность	ммоль/дм ³	0,8	Любой	Неагрессивная	Неагрессивная	Неагрессивная	Неагрессивная	—	—
Водородный показатель	ед. pH	6,6	Любой	Неагрессивная	Неагрессивная	Неагрессивная	Неагрессивная		
Содержание агрессивной углекислоты CO ₂	мг/дм ³	52,8	Любой	Среднеагрессивная	Слабоагрессивная	Неагрессивная	—		
Содержание магниезиальных солей	мг/дм ³	57	Любой	Неагрессивная	Неагрессивная	Неагрессивная	Неагрессивная		
Содержание аммонийных солей	мг/дм ³	1,0	Любой	Неагрессивная	Неагрессивная	Неагрессивная	Неагрессивная		
Содержание едких щелочей	мг/дм ³	301,67	Любой	Неагрессивная	Неагрессивная	Неагрессивная	Неагрессивная		
Суммарное содержание солей	мг/дм ³	1106	Любой	Неагрессивная	Неагрессивная	Неагрессивная	Неагрессивная		
Содержание сульфатов при содержании ионов HCO ₃ ⁻ от 0,0 до 3,0 ммоль/дм ³	мг/дм ³	534	Портландцемент ¹	Слабоагрессивная	Слабоагрессивная	Неагрессивная	Неагрессивная	Неагрессивная	
		534	Портландцемент ² и шлакопортландцемент ³	Неагрессивная	Неагрессивная	Неагрессивная	Неагрессивная	Неагрессивная	
		534	Сульфатостойкие цементы ⁴	Неагрессивная	Неагрессивная	Неагрессивная	Неагрессивная	Неагрессивная	
Примечания :									
1 Портландцемент по ГОСТ 10178-85 Портландцемент и шлакопортландцемент.									
2 Портландцемент по ГОСТ 10178-85 с содержанием в клинкере C ₃ S не более 65 %, C ₃ A не более 7 %, C ₃ A + C ₄ AF не более 22 %.									
3 Шлакопортландцемент по ГОСТ 10178-85 Портландцемент и шлакопортландцемент.									
4 Сульфатостойкие цементы по ГОСТ 22266-94 Цементы сульфатостойкие.									

Таблица 2.6 – Оценка агрессивных свойств подземных вод на арматуру железобетонных конструкций и металлические конструкции (по СП РК 2.01-101-2013)

Наиболее неблагоприятные значения концентрации, мг/дм ³				pH	Степень агрессивного воздействия при постоянном погружении (смачивании)	
хлоридов	сульфатов	хлоридов и сульфатов в пересчете на хлориды	хлоридов и сульфатов в сумме		на арматуру железобетонных конструкций толщиной до 250 мм	на металлические конструкции
291	532	424	832	6,6	Неагрессивная (слабоагрессивная)	Среднеагрессивная

На основании этих данных прогнозируется, что шахтные воды будут обладать:

- средней углекислотной агрессивностью к бетонам с маркой по водопроницаемости W4 и слабой углекислотной агрессивностью к бетонам с маркой по водопроницаемости W6;
- слабой сульфатной агрессивностью к бетонам на несulfатостойких цементах с маркой по водопроницаемости W4 и W6;
- слабой агрессивностью к арматуре железобетонных конструкций при смачивании;
- средней агрессивностью к металлическим конструкциям.

Разведанность месторождения.

В изучении месторождения выделяется три этапа [9].

Первый этап, 1959-1969 годы. Поисковые и поисково-разведочные работы, направленные на изучение геологического строения и характера сопряжения пологих структур рудного поля и крутых Успенско-Карелинской зоны, а также на поиски полиметаллического оруденения в породах крюковской свиты на глубинах от 800 до 900 м. Значимого промышленного оруденения встретить не удалось – оруденение было представлено отдельным мелкими линзами.

Второй этап. Период 1973-1980 годов характеризуется последовательностью проведения тематических и затем геологоразведочных работ в пределах всего рудного поля. В 1973-1977 годах были проведены тематические работы по обобщению всех накопленных материалов и были даны рекомендации по направлению и методике проведения детальных поисков. В 1979 году в 700 м от 933 скважины на глубинах 900-960 метров было встречено промышленное оруденение с золотом (до 6 г/т), серебром (до 38 г/т), медью (до 0,8 %), свинцом (до 1,25 %) и цинком (до 1,7-6,7 %). Также в этот период были проведены геофизические работы, показавшие большую перспективность вскрытого оруденения.

Третий этап. С 1981 по 1986 годы – поисково-оценочные и разведочные работы. Уже в 1981-1982 годах было получено несколько промышленных подсечений, давшие новый взгляд на месторождение и его экономическую привлекательность (Буровская залежь).

С 1982 года на западном фланге месторождения проводились детальные поиски и поисково-оценочные работы, были открыты новые залежи: Западная, Богатая, а в 1983 г – Надежда. Геологоразведочные работы на Ново-Лениногорском месторождении велись интенсивными темпами до 1986 года.

После 1986 года геологоразведочные работы продолжались на залежах Успенская, Надежда и Западная. Работы по указанным залежам производились и после 1986 года. Буровые

работы по залежи Западная проводились в период с 1987-1994 гг и одна скважина по залежи Надежда (буровые работы проводились в 1988г). Также проводилось опробование подземных горных выработок Успенской залежи.

После оценок минеральных ресурсов в 2012 и 2016 годах (получены ресурсы категории предполагаемые). Был сделан вывод о необходимости заверочного бурения.

В 2019-2020 годах была проведена программа заверочного бурения для подготовки предварительного технико-экономического обоснования (prefeasibility study, PFS). Цель заключалась в уточнении основных параметров, таких как геологические, геотехнические, гидрогеологические условия и свойства руд.

Подсчет запасов по стандартам ГКЗ выполнялся только один раз в 1986 году и базировался на работах, выполненных до 1984 года.

Оценки минеральных ресурсов, выполненные Wardell Armsrong International (2013 г) и Glencore (2016 г) не позволяли категорировать ресурсы выше категории Предполагаемые.

В 2021 году был выпущен отчет о минеральных ресурсах, выполненный в соответствии с Казахстанским кодексом публичной отчетности о результатах геологоразведочных работ, минеральных ресурсах и минеральных запасах (KAZRC). Минеральные ресурсы были выделены по категориям выявленные и предполагаемые.

Оценка минеральных ресурсов и основных компонентов выполнена по трем основным залежам месторождения Богатой, Буровской и Баритовой, в которых содержится свыше 95% всех ресурсов месторождения.

Ресурсы попутных компонентов посчитаны по залежам Богатая, Буровская и Баритовая с использованием их средних содержаний для выявленных ресурсов по средним содержаниям, принятым в отчете 1987 г.

В настоящее время ведутся геологоразведочные работы для уточнения ресурсов и перевода их в более высокую категорию.

Горно-геологические условия эксплуатации.

По заключению ВНИМИ [9] Новоленинское месторождение следует отнести к угрожаемым по горным ударам с глубины 700 м. При этом склонными к горным ударам являются все рудосодержащие и вмещающие породы кроме углисто-глинистых алевролитов.

Руды месторождения относятся к III классу малосклонных к окислению руд. Новоленинское месторождение относится к типу 3 – непожароопасные месторождения. Месторождение является силикозоопасным, с содержанием свободной кремнекислоты в рудной зоне в пределах 27–86 %.

Геотермические условия Новоленингорского месторождения охарактеризованы по термометрии скважин. Средняя величина геотермического градиента по месторождению составляет 2,1 °С на 100 м. Фактическая максимальная температура пород на горизонте плюс 10 м по данным термометрии, проведенной в скважине 1501г, достигала плюс 27 °С. Прогнозируется, что максимальная температура горных пород на самом нижнем проектируемом горизонте разработки минус 140 м может достигнуть плюс 30 °С.

Радиационная обстановка месторождения оценена как безопасная для добычи и переработки руд.

По аналогии с Шубинским месторождением свойства отбитой руды в очистных выработках зависят от её влажности: сыпучесть будет сохраняться при влажности не более 4 %, слёживаемость может проявляться при влажности от 5 до 8 %, налипание и зависание могут проявляться при влажности от 8 до 13 %, плавунные свойства – при влажности свыше 13 %.

Сейсмичность района оценивается в 7 баллов.

3 МИНЕРАЛЬНЫЕ РЕСУРСЫ

К проектированию были приняты минеральные ресурсы из «Отчета о минеральных ресурсах по золото-полиметаллическому месторождению Ново-Лениногорское» [9] в соответствии с кодексом KAZRC, выполненному компанией «Glencore» (Приложение Е).

Ресурсы золотополиметаллической руды для условий подземной добычи на залежах Баритовая, Буровская и Богатая приняты на Государственный учёт недр Республики Казахстан по состоянию на 02 января 2022 г. в количестве, представленном в таблице 3.1.

Таблица 3.1 – Минеральные ресурсы Новолениногорского месторождения по состоянию на 02 января 2022 г.

Показатели	Единицы измерения	Ресурсы по категориям	
		выявленные	предполагаемые
1	2	3	4
Руда	тыс. т	7993,6	22244,8
Цинк	тыс. т	344,5	1005,5
Свинец	тыс. т	134,3	367,0
Медь	тыс. т	13,6	46,7
Золото	кг	15987,2	40040,6
Серебро	т	303,8	1067,8
Барит	тыс. т	666,05	2553,96
Сера общая	тыс. т	365,81	748,8
Сера пиритная	тыс. т	206,44	438,62
Кадмий	т	1086,6	1952,9
Висмут	т	11,91	35,24
Селен	т	11,02	41,15
Теллур	т	3,62	17,82
<u>средние содержания:</u>			
Цинк	%	4,31	4,52
Свинец	%	1,68	1,65
Медь	%	0,17	0,21
Золото	г/т	2,0	1,8

Окончание таблицы 3.1

1	2	3	4
Серебро	г/т	38,0	48,0
Барит	%	8,3	11,5
Сера общая	%	4,58	3,37
Сера пиритная	%	2,58	1,97
Кадмий	%	0,0140	0,0090
Висмут	%	0,00015	0,00016
Селен	%	0,00014	0,00019
Теллур	%	0,00005	0,00008

Минеральные ресурсы по залежам и горизонтам, принятые к проектированию отражены в таблице 3.2. Распределение ресурсов по годам приведены в комплекте чертежей 484.23-ПР (см. том 484.23/1.2-ПГР).

Таблица 3.2 – Минеральные ресурсы Новоленинского месторождения по залежам и горизонтам

Залежь	Горизонт/ подэтаж	Минеральные ресурсы						
		руда, тыс. т	Содержание/металл					
			Zn, % / тыс. т	Pb, % / тыс. т	Cu, % / тыс. т	Au, г/т / кг	Ag, г/т	Ba, % / тыс. т
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Буровская пологая	320	63,8	<u>3,41</u> 2,18	<u>1,27</u> 0,81	<u>0,18</u> 0,11	<u>1,55</u> 98,81	<u>50,50</u> 3,22	<u>29,69</u> 18,94
	290	579,5	<u>4,39</u> 25,46	<u>1,74</u> 10,09	<u>0,18</u> 1,05	<u>1,84</u> 1066,28	<u>56,98</u> 33,02	<u>15,59</u> 90,33
	260	1501,5	<u>5,53</u> 82,96	<u>2,06</u> 30,86	<u>0,19</u> 2,86	<u>2,19</u> 3281,29	<u>58,418</u> 7,71	<u>13,85</u> 208
	230	2728,7	<u>4,73</u> 129,13	<u>1,71</u> 46,77	<u>0,18</u> 4,85	<u>2,13</u> 5815,06	<u>37,87</u> 103,34	<u>8,37</u> 228,39
	200	3820,8	<u>3,74</u> 142,9	<u>1,43</u> 54,8	<u>0,17</u> 6,54	<u>1,76</u> 6713,1	<u>27,12</u> 103,64	<u>4,88</u> 186,39
	170	3813,4	<u>3,26</u> 123,86	<u>1,22</u> 46,78	<u>0,18</u> 6,09	<u>1,51</u> 6075,97	<u>20,28</u> 69,63	<u>3,49</u> 134,88
	140	2412,5	<u>3,46</u> 83,46	<u>1,31</u> 31,54	<u>0,18</u> 4,43	<u>1,74</u> 4205,05	<u>19,27</u> 46,5	<u>3,11</u> 75,09
	110	1594,6	<u>3,42</u> 54,57	<u>1,11</u> 17,7	<u>0,19</u> 3,03	<u>1,87</u> 2983,57	<u>12,69</u> 20,24	<u>1,95</u> 31,05

Продолжение таблицы 3.2

1	2	3	4	5	6	7	8	9
	80	510,2	<u>2,68</u> 13,68	<u>0,76</u> 3,87	<u>0,19</u> 0,99	<u>2,40</u> 1225,79	<u>10,08</u> 5,14	<u>1,33</u> 6,77
	50	167,8	<u>3,01</u> 5,05	<u>0,46</u> 0,77	<u>0,25</u> 0,41	<u>1,60</u> 268,16	<u>10,30</u> 1,73	<u>1,10</u> 1,85
	20	62,7	<u>2,88</u> 1,8	<u>0,35</u> 0,22	<u>0,20</u> 0,13	<u>0,75</u> 47,27	<u>12,06</u> 0,76	<u>1,08</u> 0,68
	<i>Всего по залежи:</i>		<u>3,85</u> 17255,6 665,05	<u>1,42</u> 244,21	<u>0,18</u> 30,49	<u>1,84</u> 31780,35	<u>27,52</u> 474,93	<u>5,69</u> 982,37
Буровская крутая	200	14,6	<u>1,92</u> 0,28	<u>0,93</u> 0,14	<u>0,13</u> 0,02	<u>1,90</u> 27,76	<u>22,63</u> 0,33	<u>3,31</u> 0,48
	170	116,1	<u>3,13</u> 3,64	<u>0,97</u> 1,13	<u>0,22</u> 0,25	<u>1,45</u> 168,01	<u>29,67</u> 3,45	<u>3,75</u> 4,36
	140	84,1	<u>5,67</u> 4,77	<u>0,94</u> 0,79	<u>0,52</u> 0,44	<u>2,54</u> 213,36	<u>23,91</u> 2,01	<u>0,76</u> 0,64
	110	71,8	<u>8,61</u> 6,18	<u>2,04</u> 1,46	<u>0,69</u> 0,49	<u>4,01</u> 287,86	<u>25,54</u> 1,83	<u>0,39</u> 0,28
	80	9,6	<u>8,11</u> 0,78	<u>2,01</u> 0,19	<u>0,64</u> 0,06	<u>3,40</u> 32,48	<u>21,26</u> 0,2	<u>0,10</u> 0,01
	50	10,0	<u>3,49</u> 0,35	<u>0,60</u> 0,06	<u>0,48</u> 0,05	<u>4,32</u> 43,37	<u>11,65</u> 0,12	<u>1,80</u> 0,18
	20	165,3	<u>3,19</u> 5,27	<u>0,42</u> 0,7	<u>0,37</u> 0,6	<u>2,88</u> 476,2	<u>9,30</u> 1,54	<u>2,11</u> 3,49
	-10	300,6	<u>2,96</u> 8,89	<u>0,25</u> 0,76	<u>0,41</u> 1,22	<u>2,84</u> 853,39	<u>9,71</u> 2,92	<u>1,94</u> 5,84
	-40	370,7	<u>3,57</u> 13,25	<u>0,43</u> 1,61	<u>0,59</u> 2,17	<u>2,32</u> 860,45	<u>9,05</u> 3,36	<u>1,32</u> 4,89
	-70	443,0	<u>3,38</u> 14,95	<u>0,45</u> 1,97	<u>0,75</u> 3,32	<u>1,87</u> 830,19	<u>9,36</u> 4,15	<u>1,55</u> 6,86
	-100	254,7	<u>3,34</u> 8,51	<u>0,36</u> 0,91	<u>0,60</u> 1,53	<u>1,77</u> 450,2	<u>14,87</u> 3,79	<u>1,57</u> 4,01
	-130	183,9	<u>6,41</u> 11,79	<u>0,49</u> 0,9	<u>0,89</u> 1,64	<u>1,94</u> 356,02	<u>16,14</u> 2,97	<u>1,62</u> 2,97
<i>Всего по залежи:</i>		2024,5	<u>3,89</u> 78,66	<u>0,52</u> 10,62	<u>0,58</u> 11,79	<u>2,27</u> 4599,29	<u>13,17</u> 26,67	<u>1,68</u> 34,01
Баритовая	170	71,9	<u>2,95</u> 2,12	<u>1,32</u> 0,95	<u>0,08</u> 0,06	<u>2,62</u> 188,66	<u>34,54</u> 2,48	<u>34,58</u> 24,87
	140	561,1	<u>2,08</u> 11,67	<u>1,12</u> 6,26	<u>0,08</u> 0,47	<u>2,74</u> 1535,28	<u>37,042</u> 0,78	<u>31,77</u> 178,25
	110	1782,2	<u>4,85</u> 86,41	<u>2,24</u> 39,88	<u>0,16</u> 2,78	<u>2,32</u> 4134	<u>81,45</u> 145,17	<u>29,82</u> 531,44
	80	2765,9	<u>6,31</u> 174,44	<u>2,63</u> 72,81	<u>0,18</u> 5,07	<u>1,78</u> 4928,26	<u>77,70</u> 214,92	<u>20,70</u> 572,45
	50	1389,9	<u>6,38</u> 88,74	<u>3,05</u> 42,43	<u>0,17</u> 2,3	<u>1,35</u> 1876,49	<u>107,17</u> 148,95	<u>18,65</u> 259,15
	20	71,3	<u>5,24</u> 3,74	<u>2,56</u> 1,83	<u>0,15</u> 0,11	<u>0,90</u> 64,17	<u>35,84</u> 2,56	<u>5,90</u> 4,21
<i>Всего по залежи:</i>		6642,3	<u>5,53</u> 367,12	<u>2,47</u> 164,16	<u>0,16</u> 10,79	<u>1,92</u> 12726,86	<u>80,52</u> 534,86	<u>23,64</u> 1570,37

Окончание таблицы 3.2

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Богатая	170	36,8	<u>9,32</u> 3,43	<u>3,24</u> 1,19	<u>0,36</u> 0,13	<u>3,87</u> 142,33	<u>160,08</u> 5,89	<u>18,15</u> 6,68
	140	1515,1	<u>5,75</u> 87,15	<u>1,90</u> 28,77	<u>0,17</u> 2,63	<u>1,73</u> 2619,02	<u>71,26</u> 107,97	<u>13,54</u> 205,15
	110	1747,2	<u>5,06</u> 88,35	<u>1,76</u> 30,7	<u>0,16</u> 2,74	<u>1,64</u> 2860,43	<u>62,15</u> 108,6	<u>11,91</u> 208,04
	80	479,5	<u>4,20</u> 20,14	<u>1,30</u> 6,25	<u>0,17</u> 0,81	<u>1,37</u> 658,04	<u>70,25</u> 33,68	<u>11,45</u> 54,91
	50	111,1	<u>5,66</u> 6,29	<u>2,21</u> 2,46	<u>0,14</u> 0,16	<u>1,64</u> 181,78	<u>339,49</u> 37,72	<u>30,87</u> 34,3
	20	342,3	<u>7,46</u> 25,55	<u>2,90</u> 9,92	<u>0,18</u> 0,6	<u>1,03</u> 351,36	<u>74,34</u> 25,45	<u>30,57</u> 104,67
	-10	83,8	<u>9,85</u> 8,26	<u>3,61</u> 3,02	<u>0,19</u> 0,16	<u>1,29</u> 108,34	<u>188,99</u> 15,83	<u>23,28</u> 19,51
Всего по залежи:		4315,9	<u>5,54</u> 239,17	<u>1,91</u> 82,31	<u>0,17</u> 7,23	<u>1,60</u> 6921,3	<u>77,65</u> 335,14	<u>14,67</u> 633,26
Итого по месторождению:		30238,4	<u>4,46</u> 1350,00	<u>1,66</u> 501,30	<u>0,20</u> 60,30	<u>1,85</u> 56027,80	<u>45,36</u> 1371,60	<u>10,65</u> 3220,01

4 ГОРНЫЙ ОТВОД

ТОО «Казцинк» для осуществления операций по недропользованию на месторождении «Новоленинское» предоставлен горный отвод рег. №1470-Д-ТПИ от 23 февраля 2024 года.

Общая площадь горного отвода в проекции на горизонтальную плоскость составляет 3,045 км² (Приложение Ж).

Глубина горного отвода для подземного способа отработки – до отметки минус 118 м, для открытого способа отработки – до отметки плюс 1120 м.

Границы отвода приведены в комплекте чертежей 484.23-ПР (см. том 484.23/1.2-ПГР).

5 ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ

5.1 Режим работы

В соответствии с заданием на проектирование (Приложение А) принят режим работы:

- количество рабочих дней в году – 365/366;
- количество рабочих смен для подземных работ – 2 смены по 10 часов;
- количество рабочих смен для объектов поверхности – 2 смены по 12 часов.

5.2 Производительность и срок существования рудника

В соответствии с «Нормами технологического проектирования...» [10] годовую производительность рудника рекомендуется определять исходя из величины годового понижения уровня выемки по формуле:

$$A = \frac{V \times K_1 \times K_2 \times K_3 \times K_4 \times S \times \gamma \times K_{\text{п}}}{K_{\text{р}}}, \text{ тыс. т/год}$$

где V – среднее годовое понижение уровня выемки ($V=30$ м);

K_1 – поправочный коэффициент в зависимости от угла падения рудного тела ($K_1 = 1,1$);

K_2 – поправочный коэффициент в зависимости от мощности рудного тела ($K_2 = 0,95$);

K_3 – поправочный коэффициент в зависимости от принятых систем разработки ($K_3 = 0,85$);

K_4 – поправочный коэффициент в зависимости от количества этажей, находящихся в одновременной выемке ($K_4 = 1,2$);

S – средняя величина рудной площади этажа ($S = 28$ тыс. м²);

γ – плотность руды ($\gamma = 2,89$ т/м³);

$K_{\text{п}}$ – коэффициент извлечения, зависящий от потерь, доли ед. ($K_{\text{п}} = 0,938$);

$K_{\text{р}}$ – коэффициент качества руды, зависящий от разубоживания, доли ед. ($K_{\text{р}} = 0,881$).

$$A = \frac{30,0 \times 1,1 \times 0,95 \times 0,85 \times 1,2 \times 28 \times 2,89 \times 0,938}{0,881} \approx 2755 \text{ тыс. т/год}$$

Годовая производительность рудника по горнотехническим возможностям составляет 2755,0 тыс. тонн в год при условии годового понижения горных работ на 30 м, что обеспечивает отработку запасов с заданной производительностью – 2700 тыс. тонн в год.

Для обеспечения добычи руды в объёме 2700 тыс. тонн в год необходима одновременная отработка до девяти очистных блоков производительностью от 200 до 400 тыс. тонн.

С учетом развития и затухания горных работ, срок существования рудника составит 18 лет.

5.3 Вскрытие месторождения

Вскрытие месторождения осуществляется:

- наклонными конвейерным и автотранспортным стволами;
- вертикальными клетевым, скипо-клетевым и вентиляционным стволами.

Наклонный конвейерный ствол проходится с южной части Чашинского хвостохранилища под углом не более 10^0 до горизонта плюс 260 м, сечением в свету $16,1 \text{ м}^2$. Предназначен для транспортировки руды и породы конвейерами на поверхность. До ввода в эксплуатацию слепого скипо-клетевого ствола, погрузка горной массы на конвейер производится с погрузочного комплекса № 1 (рудоспуск № 1, породоспуск № 1).

Наклонный автотранспортный ствол также проходится с южной части Чашинского хвостохранилища под углом не более 10^0 до горизонта плюс 260 м, сечением в свету $21,3 \text{ м}^2$. Предназначен для спуска/подъема оборудования, материалов и выдачи шахтных вод. Является основным выходом на поверхность и магистралью для подачи закладочной смеси по трубопроводному ставу.

При строительстве наклонных стволов, для обеспечения вентиляции между стволами через 200 м проходят технологические сбойки. Схема вскрытия приведена в комплекте чертежей 484.23-ПП (см. том 484.23/1.2-ПГР).

Ствол «Клетевой» диаметром в свету 8 м проходится с поверхности до горизонта плюс 320 м, оборудован многоканатным клетевым подъемом с противовесом, предназначен для подачи свежего воздуха и является аварийным выходом людей на поверхность. Надшахтный комплекс состоит из башенного копра, главной вентиляторной установки, калориферной установки.

Ствол «Вентиляционный» диаметром в свету 5 м проходится с поверхности до горизонта плюс 320 м и предназначен для выдачи загрязненного воздуха. Подъемной установкой не оснащается. Надшахтный комплекс состоит из надшахтного здания и главной вентиляторной установки.

Вскрытие залежей Буровская (в пологой части) и Баритовая осуществляется:

- слепым стволом «Скипо-Клетевой» диаметром в свету 7 м, который проходится с подэтажа плюс 350 м до подэтажа минус 10 м, оборудованным скипо-клетевым подъемом. Ствол предназначен для выдачи руды и породы из дозаторной камеры на горизонте плюс 20 м, для спуска-подъема людей. Расположение оборудования в камере подъемных машин приведено в комплекте чертежей 484.23-ГМП (см. том 484.23/1.2-ПГР);

– транспортным съездом № 1 с отметки плюс 260 м до отметки плюс 20 м сечением в свету 20,5 м², предназначенным для спуска/подъема оборудования, материалов, является запасным выходом.

Вскрытие залежи Буровская в наклонной части осуществляется:

– транспортным съездом № 2 с отметки плюс 200 м до отметки минус 130 м сечением в свету 21,3 м², предназначенным для спуска/подъема оборудования, материалов, является запасным выходом;

– вентиляционно-закладочным восстающим № 2 сечением в свету 9 м²;

– каскадом вентиляционно-ходовых восстающих.

Вскрытие залежи Богатая осуществляется:

– транспортным съездом № 3 с отметки плюс 170 м до отметки плюс 80 м сечением в свету 21,3 м², предназначенным для спуска/подъема оборудования, материалов, является запасным выходом;

– механизированным восстающим № 1 сечением в свету 9 м², предназначенным для подачи свежего воздуха, является запасным выходом;

– вентиляционно-закладочным восстающим № 3 сечением в свету 9 м², предназначенным для подачи свежего воздуха и закладочной смеси.

Зона сдвижения.

Границы зоны опасного влияния подземных разработок устанавливают по углам сдвижения горных пород.

Процессы сдвижения горных пород на Новоленинском месторождении являются неизученными. Нормативными документами для определения углов сдвижения являются «Временные правила охраны сооружений ...» [11] и разработанные на их основе Указания по охране сооружений.

Углы для построения предполагаемой зоны сдвижения приняты согласно таблице 2 «Временных правил охраны сооружений...» [11] равными:

– по висячему боку - 65°;

– по лежащему боку - 65°;

– по простираанию - 70°.

В наносах и выветрелых коренных породах углы сдвижения приняты одинаковыми во всех направлениях и составляют 40°.

Границы зон влияния подземной разработки на земной поверхности и в горном массиве определены относительно контуров намечаемого к отработке пространства по угловым параметрам сдвижения, по графическим материалам «Отчета о Минеральных ресурсах...» [9].

Зона сдвижения на планах горизонтов и плане поверхности приведена в комплекте чертежей 484.23-ПР (см. том 484.23/1.2-ПГР).

Расположение вертикальных и наклонных стволов выполнено с учетом зоны сдвижения.

Основной мерой охраны стволов, зданий и сооружений промплощадок стволов шахт является расположение их вне пределов предполагаемой зоны сдвижения от влияния горных разработок.

Принятым способом управления горным давлением и устойчивым состоянием массива горных пород является полная закладка выработанного пространства твердеющими смесями, которая предохраняет поверхность и вмещающий массив от обрушений и опасных сдвижений.

Для охраны объектов от вредного влияния подземных разработок в рабочих или локальных проектах должны предусматриваться следующие меры:

- уменьшение деформации земной поверхности за счет полной закладки выработанного пространства, соблюдения установленного порядка и последовательности отработки запасов под охраняемыми объектами, засыпка воронок обрушения и провалов;

- уменьшение вредного влияния процессов сдвижения земной поверхности при деформациях основания, превышающих критические значения за счет разделения зданий и сооружений на отсеки с помощью деформационных швов, проведения вдоль стен компенсационных траншей, усиления отдельных элементов несущих конструкций и связей между ними с помощью стальных тяжей, фундаментных и поэтажных железобетонных поясов, создания подпорных стенок, установки компенсаторов в подземных трубопроводах и других мер, предусмотренных

СНиП 2.01.09-91 «Здания и сооружения на подрабатываемых территориях» [12];

- временное изменение характера эксплуатации охраняемого объекта на период опасных деформаций;

- ремонтные и наладочные работы, выполняемые для приведения подрабатываемого объекта в состояние, удовлетворяющее требованиям его нормальной эксплуатации (выправление крена и подъём наиболее просевших частей зданий и сооружений, подсыпка и рихтовка железнодорожных путей);

- перемещение сооружений или объектов на неподрабатываемые участки.

Порядок оформления и утверждения мер охраны, предупреждения организаций, ответственных за сохранность и нормальную эксплуатацию подрабатываемых объектов и т.п. устанавливается в соответствии с «Инструкцией о порядке утверждения мер охраны зданий...» [13].

Разработанные и утверждённые меры охраны сооружений и объектов должны быть технически возможными, экономически целесообразными и обеспечивать:

- безопасность жизни и здоровья работников и населения, находящихся в охраняемой зоне объекта;
- безопасность ведения горных работ, строительства и эксплуатации подземных сооружений, не связанных с добычей руды;
- предотвращение прорывов воды, пливунов, глин, вредных газов в горные выработки и подземные сооружения;
- извлечение запасов руды из недр с потерями, соответствующими принятым системам разработки;
- сохранность объекта, позволяющую эксплуатировать его по установленному назначению;
- охрану месторождения от затопления, обводнения, пожаров и других отрицательных факторов, связанных с расположением объекта на подрабатываемой территории и снижающих промышленную ценность месторождения и осложняющие его разработку;
- сохранение в допустимых пределах гидрологического и гидротехнического режима водных объектов.

Рудничный транспорт и подъем.

При отработке месторождения применяются различные способы транспортировки горной массы.

Залежь Буровская (пологая часть): в пределах отметок от 320 до 260 м, до запуска наклонного конвейерного ствола, выдача горной массы осуществляется по наклонному автотранспортному стволу автосамосвалами CAT AD45B. После запуска конвейера горная масса транспортируется к разгрузочному комплексу № 1 (рудоспуск № 1, породоспуск № 1) самоходной техникой, перегружается на конвейер и выдается на поверхность. Транспортировка руды и породы ниже подэтажа 260 м осуществляется ПДМ типа CAT R1700G до разгрузочного комплекса № 3 (рудоспуск № 3, породоспуск № 3). Горная масса с разгрузочного комплекса № 3 поступает на концентрационный горизонт плюс 80 м в камеры погрузки, далее автосамосвалами CAT AD45B транспортируется к разгрузочному комплексу № 4 (рудоспуск № 4, породоспуск № 4). Руда через камеру дробления на горизонте плюс 50 м, поступает в дозаторную на горизонте

плюс 20 м, порода с горизонта плюс 80 м без дробления также поступает в дозаторную слепого ствола «Скипо-Клетевой», далее скиповым подъемом транспортируется до отметки плюс 320 м, через разгрузочный комплекс № 2 (рудоспуск № 2, породоспуск № 2) перегружается на горизонт плюс 260 м и по наклонному конвейерному стволу выдается на поверхность. Камера дробления оснащается ленточным питателем, колосниковым виброгрохотом, щековой дробилкой. Для монтажа и обслуживания предусматривается мостовой кран. Расположение оборудования в камере дробления приведено в комплекте чертежей 484.23-ГМП (см. том 484.23/1.2-ПГР).

Залежь Буровская (наклонная часть): транспортировка осуществляется автосамосвалами CAT AD45B до разгрузочного комплекса № 4 (рудоспуск № 4, породоспуск № 4). Руда через камеру дробления на горизонте плюс 50 м, поступает в дозаторную на горизонте плюс 20 м, порода с горизонта плюс 80 м без дробления также поступает в дозаторную слепого ствола «Скипо-Клетевой», далее скиповым подъемом транспортируется до отметки плюс 320 м, через разгрузочный комплекс № 2 (рудоспуск № 2, породоспуск № 2) перегружается на горизонт плюс 260 м и по наклонному конвейерному стволу выдается на поверхность.

Залежь Богатая: транспортировка осуществляется автосамосвалами CAT AD45B до разгрузочного комплекса № 4 (рудоспуск № 4, породоспуск № 4) по транспортному съезду № 4. Руда через камеру дробления на горизонте плюс 50 м, поступает в дозаторную на горизонте плюс 20 м, порода с горизонта плюс 80 м без дробления также поступает в дозаторную слепого ствола «Скипо-Клетевой», далее скиповым подъемом транспортируется до отметки плюс 320 м, через разгрузочный комплекс № 2 (рудоспуск № 2, породоспуск № 2) перегружается на горизонт плюс 260 м и конвейером транспортом по наклонному конвейерному стволу выдается на поверхность.

Конвейерный транспорт представляет собой четыре последовательно установленных конвейера производительностью 500 т/ч, шириной ленты 1200 мм. Транспортировка руды и породы предусматривается на разгрузочную площадку, располагаемую на припортальной площадке. Далее руда и порода погрузчиком отгружаются в самосвалы и доставляются на существующую обогатительную фабрику и в отвал породы соответственно. Расположение конвейерного оборудования представлено в комплекте чертежей 484.23-ГМП (см. том 484.23/1.2-ПГР).

5.4 Горнопроходческие работы

5.4.1 Горно-капитальные работы

В соответствии с «Нормами технологического проектирования...» [10] к горно-капитальным выработкам отнесены выработки, проходимые с целью вскрытия месторождения для последующей отработки:

- вертикальные стволы;
- наклонные конвейерный и автотранспортный стволы;
- конвейерные выработки и транспортные съезды;
- этажные штреки и квершлагги;
- сопряжения с ортами;
- околоствольные дворы и камеры общешахтного значения;
- вентиляционно-закладочные выработки;
- механизированный восстающий;
- закладочные восстающие с подходными выработками;
- вентиляционные восстающие с подходными выработками;
- капитальные рудоспуски и породоспуски.

Сечения выработок приняты исходя из условий размещения в них эксплуатационного оборудования, перемещения людей и вентиляции.

Для крепления горных выработок Новоленинаторского месторождения приняты четыре вида крепления: арочное крепление, бетон, торкретбетон, СПАК-сетка-торкрет 50 мм. Тип крепи выработок принят с учетом категорий устойчивости пород по аналогии с Долинным рудником.

Учитывая большой объем крепления выработок торкретбетоном, предполагается доставка готовой смеси рудник в биг-бегах. Работы выполняются по стандартным процедурам приготовления, транспортировки и нанесения мокрого торкретбетона. Доставка смеси к рабочим местам будет осуществляется миксерами.

Трассы горно-капитальных выработок, а также тип крепи могут быть уточнены в зависимости от конкретных горно-геологических условий проходки.

Почва выработок выравнивается путем подсыпки гравия и грейдерования.

Месторождение относится к потенциально удароопасным с глубины более 700 м, поэтому при ведении горных работ с этой глубины необходим постоянный контроль состояния массива, и в случае выявления опасности горного удара должны проводиться мероприятия по приведению массива в неудароопасное состояние.

5.4.2 Горно-подготовительные работы

В соответствии с «Нормами технологического проектирования...» [10] к горно-подготовительным выработкам отнесены выработки, проходимые для подготовки к добыче вскрытой части месторождения:

- поэтажные откаточные орты и штреки;
- вентиляционные, ходовые и материальные восстающие;
- наклонные съезды на подэтажи, проходимые с наклонного съезда;
- скважины участкового значения (вентиляционные, дренажные, водоотливные, кабельные и другие).

Сечения выработок приняты исходя из условий размещения в них эксплуатационного оборудования, перемещения людей и вентиляции.

Для крепления подготовительных выработок по аналогии с креплением горно-капитальных выработок приняты четыре вида крепления: арочное крепление, бетон, торкретбетон, СПАК-сетка-торкрет 50 мм.

Трассы подготовительных выработок, а также тип крепи могут быть уточнены в зависимости от конкретных горно-геологических условий проходки.

Крепление горных выработок приведено в комплекте чертежей 484.23-ПР (см. том 484.23/1.2-ППР).

5.4.3 Механизация горнопроходческих работ

Выбор типов оборудования для ведения горных работ произведен исходя из обеспечения безопасности труда, комплексной механизации основных и вспомогательных процессов, цикличности выполнения работ.

Для практического применения тип оборудования может быть изменен заказчиком при аналогичных габаритах и технических характеристиках по мощности и производительности.

Стволы «Клетевой», «Вентиляционный», «Скипо-Клетевой» предусматривается проходить с применением проходческих комплексов.

Проходку горизонтальных и наклонных выработок предусматривается осуществлять буровзрывным способом с помощью комплексов самоходного оборудования в составе:

- буровая установка для проходческих работ Sandvik DD321;
- погрузочно-доставочная машина типа CAT R1700G;
- автосамосвал типа CAT AD 45B;
- анкероустановщик Sandvik DS411;

- шахтная торкрет-машина Spraymex 6050;
- шахтный самоходный бетоносмеситель Mixkret 5;
- самоходная машина для оборки кровли Scamec 2000;
- бутобой на самоходном ходу Sandvik BR2577;
- установка для проходки восстающих Robbins 73RH.

Проходку восстающих выработок предусматривается осуществлять с применением проходческих комплексов типа Robbins.

Камерные выработки проходятся буровзрывным способом с помощью самоходного оборудования.

Нормы расхода материалов на 1 м³ горной массы на горнопроходческих работах (таблица 5.1) принимаются согласно «Нормам технологического проектирования...» [10], с учетом работы горнорудных предприятий в аналогичных условиях.

Таблица 5.1 – Расход материалов на 1 м³ горнопроходческих работ

Наименование материалов	Единицы измерения	Расход материалов на 1 м ³
1	2	3
Патронированное ВВ типа Аммонит 6 ЖВ	кг	1,18
Гранулированное ВВ типа Гранулит А-6	кг	1,71
Детонирующий шнур ДШН 6	м	1,5
EXEL MC (длина волновода 5 м)	шт.	1,09
Электродетонаторы	шт.	0,04
Твердые сплавы	г	0,34
Штанга буровая	кг	0,0105
Доска необрезная	м ³	0,002
Лес крепежный	м ³	0,002
Коронка КНШ 105	шт.	0,0018
Коронка БКР-43-25	шт.	0,0041
Анкер сталеполимерный	компл.	0,084
Металлический профиль СВП 22	кг	0,36
Трубы вентиляционные	м	0,004
Сетка металлическая сварная	м ²	0,054
Бетон класса В-25	м ³	0,016

Окончание таблицы 5.1

1	2	3
Бетон класса В-15	м ³	0,035
Рукав напорный (диаметр 25 мм)	м	0,23
Рукав напорный (диаметр 50 мм)	м	0,23

Снабжение технологического оборудования сжатым воздухом предусматривается осуществлять от передвижных компрессорных установок ДЭН-55Ш производительностью 8,5 м³/мин и ДЭН-30Ш производительностью 3,4 м³/мин.

Для продувки бетонозакладочных трубопроводов предусматриваются четыре передвижных компрессора ДЭН-11Ш производительностью 1,0 м³/мин.

Расчет потребного количества сжатого воздуха приведен в таблице 5.2.

Таблица 5.2 - Расчет потребного количества сжатого воздуха

Наименование потребителя	Количество, шт.	Расход воздуха на единицу оборудования, м ³ /мин	Коэффициент исп. по времени	Коэффициент износа	Расход воздуха, м ³ /мин
Перфоратор ручной ПП-63	2	4	0,6	1,15	5,52
Перфоратор ручной ПТ-48	2	1,5	0,6	1,15	2,07
Всего, м³/мин.					7,59
Всего с учетом потерь на неплотности и неучтенное оборудование (к доп. рас. = 1,3), м³/мин.					9,87

5.5 Системы разработки

Системы разработки приняты исходя из горно-геологических условий, с учетом требований безопасности труда, охраны недр и минимизации себестоимости добычи руды.

На горизонтах и подэтажах, при применяемых системах разработок, отработка запасов будет осуществляться в восходящем порядке.

Рудные тела отрабатываются по простиранию, от центра и по направлению к флагам шахтного поля.

Характерными особенностями Новолениногорского месторождения являются:

- сложная морфология рудных залежей с резкими изменениями ширины, мощности и угла падения;
- наличие устойчивых, средней устойчивости и неустойчивых руд, и вмещающих пород.

Исходя из анализа применения систем разработки в данных горнотехнических условиях и существующего опыта отработки рудных тел на действующих рудниках, в сходных горно-геологических условиях, для отработки запасов приняты системы разработки с закладкой выработанного пространства.

В проекте рассмотрены слоевая, камерная и подэтажно-камерная системы разработки с закладкой выработанного пространства.

Выбор и обоснование выемочной единицы.

Выемочной единицей считается экономически и технологически оптимальный участок месторождения с достоверным подсчетом исходных запасов руды, отработка которого осуществляется единой системой разработки и технологической схемой выемки, по которому может быть осуществлен наиболее точный учет добычи рудной массы по количеству и содержанию в ней металла (полезного компонента). Применение двух систем разработки (комбинированной системы) при отработке блока должно обосновываться локальным проектом.

Параметры выемочной единицы выбраны из условий:

- относительно однородные геологические условия;
- одна система разработки;
- достаточная достоверность определения запасов;
- возможность первичного учета извлечения полезного ископаемого.

Учет запасов выемочной единицы осуществляется совместно маркшейдерской и геологической службам рудника.

В качестве выемочной единицы проектом принят очистной блок. Параметры блока:

- длина по простиранию рудных тел - от 100 до 300 м;
- ширина – горизонтальная мощность рудных тел;
- высота – от 30 м до 50 м, равная высоте подэтажа.

Основные параметры и конструкции систем разработки.

Система горизонтальных слоев с восходящей выемкой и закладкой.

Применяется для отработки пологих и наклонных участков месторождения с устойчивыми и среднеустойчивыми рудами и породами при любой мощности.

Высота подэтажа для обеспечения независимой работы технологического оборудования, при подготовке запасов, и очистной выемке в пределах каждой выемочной единицы составляет от 16 до 20 м. Длина и ширина блока ограничена мощностью рудного тела и границей по высоте блока, ширина очистных заходов – 4 м, высота от 3,5 до 6 м.

Подготовительные работы в блоке заключаются в проходке доставочного штрека, вентиляционного штрека и орта, заездов на слои, вентиляционно-ходового и вентиляционно-закладочного восстающих, вентиляционных сбоек и рудоспусков.

Доставочные выработки проходят через 16-20 м в лежащем боку рудного тела и сбиваются с наклонным съездом, служат для перепуска руды.

Нарезные работы заключаются в проходке разрезных штреков.

Очистные работы в блоке ведутся от фланга к центру, слои отрабатываются в восходящем порядке.

Выемку заходок в слое начинают с проходки из доставочного штрека или заезда на слой разрезного слоевого штрека (орта) под углом от 3^0 до 5^0 . В зависимости от мощности располагают его в средней части рудного тела, у висячего или лежачего бока и сбивают с вентиляционно-закладочным восстающим.

Отработка слоевых заходок производится с уклоном от 3^0 до 5^0 , что обеспечивает полноту заполнения выработанного пространства закладочной смесью, подаваемой по трубопроводу, проложенному в вентиляционно-закладочном восстающем и вентиляционно-закладочном штреке вышележащего слоя. Выемку заходок осуществляют через 8 м в определенной последовательности. Между заходками первой очереди оставляют рудные целики. Заходки второй очереди с одной стороны примыкают к закладочному, а с другой – к рудному массивам. Заходки третьей очереди вынимают между закладочными массивами. Выемку заходок на границе с закладочным массивом начинают после набора им прочности до 1,5-2,0 МПа.

К отработке заходок вышележащего слоя приступают после окончания закладки заходок нижележащего слоя, поверхность его должна быть упрочнена для работы самоходного оборудования, прочность слоя на толщину от 0,5 до 1 м должна составлять не менее 2-2,5 МПа.

При мощности рудного тела менее 15 м заходки располагают по простиранию, а при большей мощности – вкрест простирания рудного тела. Высота слоевой заходки принимается в зависимости от вертикальной мощности рудного тела не более 6 м с учетом применяемого самоходного оборудования для приведения кровли и бортов в безопасное состояние.

Буровые работы в заходках предусматриваются буровыми каретками типа Sandvik DD 321, отбойка руды путем взрывания зарядов ВВ в горизонтальных шпурах, зарядание с помощью зарядной машины MC100, для доставки руды из забоев предусматриваются погрузочно-доставочные машины типа CAT R1700G.

Закладка выработанного пространства предусматривается пастовой цементной смесью, подаваемой за перемычки, установленные у устьев заходок.

Проветривание выработок при ведении подготовительно-нарезных работ производится за счет вентиляторов местного проветривания.

Очистные заходки проветриваются вентиляторами местного проветривания типа ВМЭ-12.

Камерная система разработки с закладкой отработанного пространства с восходящей отработкой.

Применяется для отработки крутопадающих рудных тел (более 55°) средней и выше средней мощности (20 м и более). Руда от среднеустойчивой до устойчивой, вмещающие породы - средней устойчивости, обеспечивающие устойчивость камеры на период выемки закладки.

Основные параметры блока:

- длина от 100 до 160 м;
- ширина от 60 до 100;
- высота 50 м.

При длине камер более 50 метров их обрабатывают отдельными секциями длиной до 30 м.

Параметры блоков, принятые в системах разработки, должны быть уточнены при составлении локальных проектов в конкретных горно-геологических условиях.

Подготовительно-нарезные работы.

Подготовительные работы в блоке заключаются в проходке доставочного штрека, вентиляционного орта, вентиляционно-ходового и вентиляционно-закладочного восстающих.

Нарезные работы в блоке заключаются в проходке буро-доставочного орта, погрузочных заездов, отрезных щелей.

Из доставочного штрека проходят буро-доставочные орты с подъемом в 1-2°, обеспечивающим сток технической шахтной воды к доставочному штреку. При этом доставочным ортом обрабатываемой камеры являются буровой орт смежной камеры. Из буро-доставочных ортов через 10-12 м по их длине под углом 60-75° проходят погрузочные заезды. Проходить их следует по мере необходимости, в зависимости от положения линии отбойки руды в камере.

В каждой камере (секции) из погрузочного заезда или из рассечки проходят отрезной восстающий.

Очистные работы в камерах (секциях) включают бурение скважин, образование отрезной щели и доставку руды до рудоспуска или погрузочного пункта.

Бурение скважин в камере (секции) начинают после завершения проходки буродоставочного орта и отрезного восстающего. В первую очередь бурят скважины для образования отрезной щели и отбойки руды в смежной со щелью приконтурной зоне. Отрезную

щель располагают в нейтральной части камеры (секции) или на одном из ее торцов. Ширина щели принята равной 3 м, длина ее соответствует ширине камеры. Скважины для образования отрезной щели диаметром от 56 до 70 мм бурят из погрузочного заезда. Располагают их вертикальными параллельными рядами. ЛНС и расстояние между скважинами приняты равными от 0,9 до 1,2 м. Расстояние от борта составляет от 0,3 до 0,5 м. Основные запасы камеры (секции) обувают вертикальными параллельными комплектами веерно расположенных скважин диаметром от 56 до 70 мм из буро-доставочного орта. В зависимости от диаметра скважины ЛНС изменяется от 1,5 до 1,7 м, расстояние между концами скважин в веере от 1,6 до 2,5 м. Отрезную щель оформляют после обувания не менее трех комплектов веерных скважин путем взрывания скважинных зарядов на отрезной восстающей, которые проходят на границе с закладочным массивом ранее отработанной камеры (секции).

После образования отрезной щели приступают к отбойке основных запасов камеры (секций). В каждом комплекте взрывных скважин вначале бурят контрольные скважины в борт и кровлю камеры для установления контакта «руда – закладочный массив» и «руда – порода» со стороны висячего бока. С учетом полученных данных корректируется длина скважин в каждом комплекте. Скважины не добувают до контактов «руда - закладочный массив» и «руда – порода» на 0,7-1 м, что позволяет свести до минимума разубоживание. В смену за один прием отбивают по одному веерному комплекту скважин. Взрывание скважин производят с использованием электродетонаторов короткозамедленного действия с замедлением между ступенями от 15 до 50 мс.

Удельный расход ВВ на отбойку составляет от 0,28 кг/т до 0,41 кг/т. Выход руды с 1 м скважины в зависимости от принятого диаметра изменяется от 5 до 8 тонн. Принятые параметры буровзрывных работ позволяют качественно оформлять стенки, кровлю и днище камер (секций), что снижает объемы отслоений закладочного массива и пород висячего бока, а следовательно, и разубоживание руды. Выпуск отбитой руды из камер (секций) производится из погрузочных заездов и буро-доставочных ортов до рудоспусков с применением ПДМ типа CAT R1700G с заездом в отрабатываемое пространство на длину ковша.

Категорически запрещается нахождение людей в отрабатываемой камере.

Для уменьшения потерь отбитой руды на почве камер и повышения безопасности горных работ погрузочные машины могут быть оборудованы дистанционным управлением, что позволяет заезжать в камеру и зачищать ее почву.

Отработка камер производится через двухпролётный рудный или руднобетонный целик. После отработки камер первой очереди, закладки пастовой цементной смесью и набора прочности закладки начинают отработку камер второй очереди.

На отбойку каждой камеры составляется локальный паспорт разбуривания, в котором учитываются фактический контур рудного тела в смежной камере, наличие в ней вывалов и незаложенных пустот, состояние ранее пройденных выработок и закладочных перемычек, а также прочность закладочного массива.

Вентиляция очистных выработок осуществляется за счет общешахтной депрессии с подачей свежего воздуха в торцевые очистные забои вентиляторами местного проветривания с выдачей исходящего загрязненного воздуха на вентиляционный восстающий.

К отработке камер вышележащего подэтажа можно приступать после окончания закладки и набора нормативной прочности камер нижележащего подэтажа.

Этажно-камерная система разработки со сплошной выемкой руды с закладкой.

Применяется для отработки крутопадающих (более 55°) рудных тел мощностью от 3 до 20 м ($m_{ср} = 10$ м).

Основные параметры блока:

- длина от 75 до 125 м;
- ширина на полную мощность рудного тела;
- высота 30 м.

Подготовительные работы заключаются в проходке доставочного орта с транспортного съезда, подэтажного доставочного штрека, вентиляционно-ходовых и вентиляционно-закладочных восстающих, далее проходятся погрузочные заезды до рудного тела.

Нарезные работы заключаются в проходке буровых штреков, отрезных щелей, отрезных восстающих.

Блок по длине на каждом из подэтажей делится на 5 камер длиной от 15 до 25 м, по высоте подэтажа 30 м. Оработка камер по простиранию ведется от фланга к центру блока в отступающем порядке по технологии сплошной выемки. В одновременной отработке в среднем находятся две камеры.

Шаг отставания при восходящей выемке верхних подэтажей (при нисходящей нижних по отношению к верхним) по отношению к нижним, от 30 до 50 м (не менее длины двух камер).

Очистная добыча производится после оформления отрезной щели. Для оформления отрезной щели в камере, проходятся отрезные восстающие на высоту подэтажа. Проходка отрезного восстающего производится методом секционного взрывания, либо при помощи

комплекса КПУ. Образование отрезной щели производится путем отбойки рядов скважин на отрезной восстающий.

После образования отрезной щели приступают к отбойке основных запасов камеры. В каждом комплекте взрывных скважин в первую очередь бурят контрольные скважины в борт и кровлю камеры для установления контакта «руды - закладочный массив» и «руда - порода» со стороны висячего бока. Бурение скважин предусматривается буровой установкой типа Sandvik DL421 веерами взрывных скважин диаметром 70-105 мм и глубиной до 30 м.

С учетом полученных данных корректируется длина скважин в каждом комплекте. Скважины не добуривают до контактов «руда - закладочный массив» и «руда – порода» на 0,7-1 м, что позволяет свести до минимума разубоживание. В смену за один прием отбивают по одному веерному комплекту скважин. Выпуск отбитой руды из камер производится с почвы буродоставочного штрека с применением ПДМ с заездом в обрабатываемое пространство на длину ковша. Доставка руды из блока до камеры перегрузки осуществляется погрузочно-доставочной машиной типа CAT R1700G, далее руда транспортируется до капитальных рудоспусков автосамосвалами типа CAT AD45B.

Категорически запрещается нахождение людей в обрабатываемой камере.

Для уменьшения потерь отбитой руды на почве камер и повышения безопасности горных работ погрузочные машины могут быть оборудованы дистанционным управлением, что позволяет заезжать в камеру и зачищать ее почву.

Отработка камер производится через руднобетонный целик. После отработки камер первой очереди, закладки твердеющей смесью и набора прочности закладки, начинают отработку камер второй очереди.

После выемки камер выработанное пространство заполняют твердеющей смесью.

Отбойку руды в смежной камере на границе с закладочным массивом начинают после набора твердеющей смесью нормативной прочности.

На отбойку каждой камеры составляется локальный паспорт бурения, в котором учитываются фактический контур рудного тела в смежной камере, наличие в ней вывалов и незаложенных пустот, состояние ранее пройденных выработок и закладочных перемычек, а также прочность закладочного массива.

Вентиляция очистных выработок осуществляется за счет общешахтной депрессии с подачей свежего воздуха в торцевые очистные забои вентиляторами местного проветривания с выдачей загрязненного воздуха на вентиляционно-ходовые восстающие.

Камеры закладываются твердеющими смесями с формированием несущего слоя и слоя доливки (основной объем камеры). При поэтажно-камерной системе разработки в нисходящем порядке первоначально днище камер на высоту 10 м закладывается смесью, обеспечивающую прочность 5-6 МПа, оставшийся объем пустоты камеры закладывается смесью пониженной прочности с нормативной прочностью - 2,5-3 МПа. К отработке камер нижележащего подэтажа приступают после окончания закладочных работ и набора нормативной прочности камер вышележащего подэтажа. Конструкция систем разработки приведена в комплекте 484.23-ПР (см. том 484.23/1.2-ПГР). Расход основных материалов на добычу 1 т руды при очистных работах представлен в таблице 5.3. Основные технико-экономические показатели по системам разработки приведены в таблице 5.4.

Таблица 5.3 – Расход материалов на 1 т руды при очистных работах

Наименование материалов	Единицы измерения	Расход материалов на 1 т руды
1	2	3
Гранулированное ВВ типа Гранулит А-6	кг	0,40
Патронированное ВВ типа Аммонит 6 ЖВ	кг	0,013
Патронированное ВВ Senatel Magnum	кг	0,013
EXEL MS (длина волновода 15 м)	шт.	0,0067
EXEL LP 5М (длин волновода 5м)	шт.	0,37
Электродетонаторы	шт.	0,0006
Детонирующий шнур ДШН 6	м	0,033
Штанга буровая	кг	0,0187
Твердые сплавы	г	0,074
Лес крепежный	м ³	0,001
Лес круглый	м ³	0,001
Коронка КНШ 76	шт.	0,0027
Коронка БКР 43-25	шт.	0,0003
Сетка металлическая сварная	м ²	0,01
Анкер сталеполимерный	компл.	0,01
Трубы вентиляционные	м	0,002
Рукав напорный (диаметр 50 мм)	м	0,006

Окончание таблицы 5.3

1	2	3
Рукав напорный (диаметр 25 мм)	м	0,006
Мешковина	м ²	0,03
<u>Инертные материалы для закладки выработок</u>		
Сульфатостойкий п/цемент М-300	т	0,058
Хвосты из хвостохранилища для закладки	т	0,41
Вода	т	0,17

Таблица 5.4 – Основные технико-экономические показатели по системам разработки

Наименование показателей	Единицы измерения	Системы разработки			
		система горизонтальных слоев с восходящей выемкой с закладкой	камерная система разработки с закладкой выработанного пространства с восходящей отработкой	этажно-камерная система разработки со сплошной выемкой руды с закладкой	ИТОГО
1	2	3	4	5	6
Исходные данные для расчета:					
мощность рудного тела	м	16	50	10	
угол падения	град.	35	55	76	
плотность руды	т/м ³	2,93	2,93	2,93	2,93
плотность породы	т/м ³	2,7	2,7	2,7	2,7
коэффициент крепости руды		12	12	12	
коэффициент разрыхления		1,7	1,7	1,7	
кондиционный кусок	мм	400	400	400	400
Удельный вес системы разработки	%	2	91	7	100

Окончание таблицы 5.4

1	2	3	4	5	6
Годовая добыча, всего	тыс. т	54	2457	189	2700
в т.ч. из очистных	тыс. т	45	2347,6	175,7	2568
из нарезных работ	тыс. т	9,3	109,4	13,3	132
Годовой объем нарезных работ, всего	м ³	3159	39066,3	8108,1	50333,4
в т.ч. по руде	м ³	3159	37346,4	4554,9	45060,3
по породе	м ³	0	1719,9	3553,2	5273,1
вертикальных	м ³	0	3439,8	1323	4762,8
горизонтальных	м ³	3159	35626,5	6785,1	45570,6
Удельный объем нарезных работ на 1000 т товарной руды, всего	м ³	58,5	15,9	42,9	18,6
в т.ч. по руде	м ³	58,5	15,2	24,1	16,689
по породе	м ³	0	0,7	18,8	1,953
вертикальных	м ³	0	1,4	7	1,8
горизонтальных	м ³	58,5	14,5	35,9	16,9
Потери	%	5,6	6	7	
Разубоживание	%	10,8	11,4	13,6	

Объем горно-подготовительных работ приведен в приложении И.

Перечень основного и вспомогательного технологического оборудования приведен в таблице 5.5, расчет технологического оборудования приведен в Приложении К.

Таблица 5.5 – Перечень основного и вспомогательного оборудования

Наименование и тип оборудования	Количество растановочное, шт.
1	2
Очистные и нарезные работы	
Cat AD45B	3
Cat R1700G	9
Буровая установка Sandvik DD321	2
Буровая установка Sandvik DL 421	4
Вентилятор местного проветривания ВМЭ-12	9
Коммунальная машина MineCat MC 100	3

Окончание таблицы 5.5

1	2
Горно-капитальные и горно-подготовительные работы	
Cat AD 45B	1
Cat R1700G	3
Буровая установка Sandvik DD321	3
Анкероустановщик Sandvik DS411	1
Анкероустановщик Sandvik DS421	1
Шахтная торкрет-машина Spraymec 6050	3
Шахтный самоходный бетономеситель Mixkret 5	2
Самоходная машина для обезапашивания кровли Scamec 2000	2
Перфоратор ПП-63	2
Перфоратор ПТ-48	2
Пневмоподдержка для перфоратора	2
Бутобой Sandvik BR2577(ПДМ LH410)	2
Установка для проходки восстающих Robbins 73 RH	1
Вентилятор местного проветривания ВМЭ-12	3
Компрессор ДЭН-55Ш	1
Компрессор ДЭН-30Ш	1
Вспомогательные работы	
Ремонт дороги Cat R1700G	1
Зачистка илоотстойников Cat R1700 G	1
Доставка ГСМ Utimec LUBE400	2
Доставка ВВ UNI 50-2 ST PAUS	2
Доставка ТМЦ Multimec MF100	3
Ножничный подъемник Utilift MF450	2
Шахтный автобус Utimec MF164Per	2
Компрессор ДЭН-11Ш	4

5.6 Потери и разубоживание

Расчет потерь и разубоживания руды по принятым системам разработки с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями произведен в соответствии с отраслевой инструкцией с учетом выполненных исследований [14], [15].

В принятых системах разработки следующие виды потерь и разубоживания руды:

- потери и разубоживание руды при отбойке руды на контакте с вмещающими породами и закладочным массивом в зоне контактной неопределенности;
- потери руды на днище камер и слоев в гребнях «мертвых» зон между погрузочными заездами и на откосах боковых стенок камер и слоев;
- разубоживание руды от отслоений пород и закладочного материала из кровли и бортов камер и слоев в период выпуска и погрузки руды;
- разубоживание руды от прослоев пустых пород в пределах выемочного контура камер и слоев;
- конструктивные потери и разубоживание руды при формировании выемочных контуров камер и слоев.

Потери (П) и разубоживание (Р) руды при отбойке на контакте с вмещающими породами («руда - порода») и на контакте с закладочным массивом («руда – закладка») в зоне контактной неопределенности определены по формулам [14]:

$$\begin{aligned} \Pi &= \frac{Q_p}{Q_{б.к}} \times 100, \% ; \\ Q_p &= S_p \times \gamma \times l_1 \times \eta_{\kappa}, T; \\ S_p &= \frac{h_{\kappa} \times (2t \times v_{cp} - \chi)^2}{4t \times v_{cp}}, m^2; \\ P &= \frac{Q_n}{Q_{б.к} - Q_p + Q_n} \times 100, \% ; \\ Q_n &= S_n \times \gamma \times l_2 \times \eta_{\kappa}, T; \\ S_n &= \frac{h_{\kappa} \times \chi^2}{4t \times v_{cp}}, m^2, \end{aligned}$$

где Q_p – потери руды в зоне контактной неопределенности, т;

$Q_{б.к}$ – запасы балансовой руды в камере и слое, т;

S_p – доля площади теряемой руды в зоне контактной неопределенности, m^2 ;

γ_p – плотность руды, t/m^3 ;

$\gamma_{п}$ – плотность породы, t/m^3 ;

γ_z – закладки, т/м³;

l_3 – длина зоны контактной неопределенности, м;

n_k – количество контактов неопределенности, ед.;

h_k – высота камеры или слоя, м;

t – критерий достоверности, ед.;

b_{cp} – половина средней ширины зоны контактной неопределенности;

Q_p – прихват породы в зоне контактной неопределенности, т;

S_p – доля площади прихвата породы в зоне контактной неопределенности, м².

Исходные данные при выполнении расчетов: высота камер и слоев равна мощности рудных тел (от 1,5 до 20 м); ширина камер и слоев 8 и 6 м; длина камер и слоев – от 25 до 50 м; угол откоса отбитой руды на гребнях «мертвых зон» - 55°; угол захвата руды погрузочно-доставочной машиной - 45°; расстояние между погрузочными заездами и разрезными выработками – от 7,5 до 9 м; количество погрузочных заездов – 2 и 3 при длине камер от 15 до 20 м и от 25 до 30 м; глубина проникновения отбитой руды в закладочный массив – 0,3-0,4 м; толщина отслоений: породы 0,2-0,3 м и закладочного массива – 0,2-0,3 м при выпуске руды при времени стояния полой камеры 0,5-2 месяца; коэффициент разрыхления отбитой руды – 1,35-1,45; $\gamma_p = 2,93$ т/м³, $\gamma_n = 2,7$ т/м³; $\gamma_z = 1,9$ т/м³; $n_k = 2$; $t = 1-1,5$; $b_{cp} = 0,20-4,5$ м; $\chi = 0,25-0,45$.

Приведенные исходные данные приняты по фактическим показателям практики рудников Риддерского ГОКа.

Результаты расчетов сведены в таблицу 5.6.

Таблица 5.6 - Расчетные показатели потерь и разубоживания руды при рекомендуемых системах разработки

Виды потерь и разубоживания руды	Система горизонтальных слоев с восходящей выемкой и закладкой	Камерная система разработки с закладкой отработанного пространства с восходящей отработкой	Этажно-камерная система разработки со сплошной выемкой руды с закладкой
1	2	3	4
<u>Потери руды</u>			
При отбойке руды на контакте «руда-порода»	0,7	1,4	4,0
При отбойке руды на контакте «руда-закладка»	3,9	2,8	1,7
В гребнях «мертвых» зон на днище камер и слоев	0,3	0,6	0,4

Окончание таблицы 5.6

1	2	3	4
На откосах боковых стенок камер и слоев	0,2	0,7	0,4
Конструктивные потери	0,5	0,5	0,5
Всего	5,6	6	7,0
<u>Разубоживание руды</u>			
При отбойке руды на контакте «руда-порода»	1,3	1,5	3,7
При отбойке руды на контакте «руда-закладка»	5	2	1,6
Отслоения с кровли и бортов камер и слоев в период выпуска и погрузки руды	2	3	3,5
От прослоев пустых пород в пределах выемочного контура камер и слоев	1,5	2,4	2,3
Конструктивное разубоживание	1,0	2,5	2,5
Всего	10,8	11,4	13,6

Потери и разубоживание руды могут быть уточнены при составлении локальных проектов в конкретных горно-геологических условиях.

Удельное распределение показателей потерь и разубоживания руды при отработке Новоленингорского месторождения приведено в таблице 5.7.

Таблица 5.7 - Удельное распределение показателей потерь и разубоживания

Наименование систем разработки	Суммарный удельный вес, %	Потери, %	Разубоживание, %
Система горизонтальных слоев с восходящей выемкой и закладкой	2	5,6	10,8
Камерная система разработки с закладкой отработанного пространства с восходящей отработкой	91	6	11,4
Этажно-камерная система разработки со сплошной выемкой руды с закладкой	7	7	13,6
Всего по месторождению	100	6,1	11,5

5.7 Расчет нормативов по обеспечению полноты извлечения запасов

Вскрытыми запасами являются промышленные запасы месторождения или его части, находящиеся выше горизонта подсечения рудных тел вскрывающими выработками – в нашем случае штольнями и полевыми штреками, из которых намечено в дальнейшем проведение подготовительных выработок для эксплуатации месторождения.

Подготовленными запасами является часть активных запасов выемочной единицы, в которых пройдены проектные подготовительные выработки, позволяющие приступить к нарезным, а затем и к очистным работам.

Готовыми к выемке запасами является часть активных подготовленных запасов выемочной единицы, в которых пройдены все проектные нарезные работы, необходимые для начала очистных работ.

Под технически необходимым нормативом понимается минимально необходимое для выполнения предприятием плана количество готовых к выемке запасов, подготовленных и вскрытых при условии полной подтверждаемости геологических и горнотехнических данных.

В основу расчета нормативов обеспеченности положена производительность выемочной единицы по выдаче руды в единицу его работы (в нашем случае – месяц).

Расчет произведен по «Методике расчета нормативов... [16].

Исходные данные.

Плановая месячная производительность рудника ($Q_{\text{мес}}$) $Q_{\text{мес}}=225$ тыс.т.

Показатели применяемых систем разработки приведены в таблице 5.8.

Таблица 5.8 - Показатели применяемых систем разработок

Система разработки	Удельный вес системы, доли единиц, B_c	Производительность блока по системе по выдаче руды, тт/мес, q_p	Средние запасы товарной руды в блоках, тыс.т, B_i	Удельный объём ГПР, $m^3/1000$ т, $R_{гп}$	Удельный объём НР, $m^3/1000$ т, R_n	Скорость проведения ГПР, $m^3/мес$, $V_{гп}$	Скорость проведения НР, $m^3/мес$, V_n
Горизонтальные слои с восходящей выемкой и закладкой	0,02	36,7	1275,62	26,7	58,5	1400	1800
Камерная система разработки с закладкой отработанного пространства с восходящей отработкой	0,91	15,7	554,779	8,9	15,9	1200	1200
Этажно-камерная система разработки со сплошной выемкой руды с закладкой	0,07	4,5	97,177	46,1	42,9	1000	1200

Коэффициенты резерва, учитывающие возможную вариацию геологических факторов K_1 и K_2 , ввиду отсутствия статистических данных по руднику, приняты равными $K_1 = 1,1$ и $K_2 = 1,1$, что соответствует достоверности 0,87-0,95 и обеспечивает достаточную надежность результатов расчета.

Количество блоков по системам, одновременно находящихся в работе по каждой из систем разработок:

$$N_i = \frac{Q_{мес} \times B_c}{g_p},$$

$$N_1 = \frac{225,0 \times 0,02}{36,7} = 0,12 \text{ Принимаем } n = 1, \text{ отсюда } K_{c1} = \frac{1}{0,12} = 8,16$$

$$N_2 = \frac{225,0 \times 0,91}{15,7} = 13,0 \text{ Принимаем } n = 13, \text{ отсюда } K_{c2} = \frac{13}{13,04} = 0,99$$

$$N_3 = \frac{225,0 \times 0,07}{4,5} = 3,5 \text{ Принимаем } n = 4, \text{ отсюда } K_{c3} = \frac{4}{3,5} = 1,14$$

Норматив готовых к выемке запасов (в тоннах) по каждой из систем разработок определяется по формуле

$$P_{\text{тг}i} = \frac{2}{n} \times N_i \times B_c \times B_i \times K_1 \times K_2,$$

$$P_{\text{тг}1} = \frac{2}{1} \times 0,12 \times 0,02 \times 593,630 \times 1,1 \times 1,1 = 3,4 \text{ тыс. т}$$

$$P_{\text{тг}2} = \frac{2}{13} \times 13,0 \times 0,91 \times 554,779 \times 1,1 \times 1,1 = 1221,7 \text{ тыс. т}$$

$$P_{\text{тг}3} = \frac{2}{4} \times 3,5 \times 0,07 \times 97,177 \times 1,1 \times 1,1 = 14,4 \text{ тыс. т}$$

Итого по системам:

$$P_{\text{тг}} = 3,4 + 1221,7 + 14,4 = 1239,5 \text{ тыс. т или в месяцах равно } 1239,5/225,0 = 5,5 \text{ месяца.}$$

Норматив подготовленных запасов по системам разработки определяется по формуле:

$$P_{\text{тп}i} = Q_{\text{мес}} \times B_i \times B_c \times \left(0,1 \times \frac{2 \times n - 1}{n} \times \frac{K_i}{g_p} + \frac{1}{n} \times \frac{R_H}{V_H}\right),$$

$$\text{где } K_{i1} = K_{c1} \times K_1 \times K_2 = 8,16 \times 1,1 \times 1,1 = 9,9;$$

$$K_{i2} = K_{c2} \times K_1 \times K_2 = 0,99 \times 1,1 \times 1,1 = 1,2;$$

$$K_{i3} = K_{c3} \times K_1 \times K_2 = 1,14 \times 1,1 \times 1,1 = 1,4.$$

$$P_{\text{тп}1} = 225,0 \times 593,630 \times 0,02 \times \left(0,1 \times \frac{2 \times 1 - 1}{1} \times \frac{9,9}{36,7} + \frac{1}{1} \times \frac{58,5}{1800}\right) = 159 \text{ тыс. т,}$$

$$P_{\text{тп}2} = 225,0 \times 554,779 \times 0,91 \times \left(0,1 \times \frac{2 \times 13 - 1}{13} \times \frac{1,2}{15,7} + \frac{1}{13} \times \frac{15,9}{1200}\right) = 1785 \text{ тыс. т,}$$

$$P_{\text{тп}3} = 225,0 \times 97,177 \times 0,07 \times \left(0,1 \times \frac{2 \times 4 - 1}{4} \times \frac{1,4}{4,5} + \frac{1}{4} \times \frac{42,9}{1200}\right) = 97 \text{ тыс. т.}$$

Итого по системам: $P_{\text{тп}i} = 159 + 1785 + 97 = 2041 \text{ тыс. т, или в месяцах } 2041 \text{ тыс.т} / 225,0 \text{ тыс. т} = 9,1 \text{ месяца.}$

Норматив минимально необходимых вскрытых запасов по системам разработки определяется по формуле:

$$P_{\text{тв}i} = Q_{\text{мес}} \times B_i \times B_c \times \left(0,1 \times \frac{2 \times n - 1}{n} \times \frac{K_i}{g_p} + \frac{R_H}{V_H} + \frac{R_{\text{тп}}}{V_{\text{тп}}}\right);$$

$$P_{\text{тв}1} = 225,0 \times 593,630 \times 0,02 \times \left(0,1 \times \frac{2 \times 1 - 1}{1} \times \frac{9,9}{36,7} + \frac{58,5}{1800} + \frac{26,7}{1400}\right) = 210 \text{ тыс. т,}$$

$$P_{\text{тв}2} = 225,0 \times 554,779 \times 0,91 \times \left(0,1 \times \frac{2 \times 13 - 1}{13} \times \frac{1,2}{15,7} + \frac{15,9}{1200} + \frac{8,9}{1200}\right) = 4017 \text{ тыс. т,}$$

$$P_{\text{тв}3} = 225,0 \times 97,177 \times 0,07 \times \left(0,1 \times \frac{2 \times 4 - 1}{4} \times \frac{1,4}{4,5} + \frac{42,9}{1200} + \frac{46,1}{1000}\right) = 209 \text{ тыс. т.}$$



- определение и своевременное нанесение на горно-графическую документацию опасных зон возможного прорыва воды и газа в действующие выработки, зон повышенного горного давления, газодинамических проявлений, выбросов и горных ударов;
- контроль за соблюдением проектов по добыче полезных ископаемых и строительству подземных сооружений, планов развития горных работ;
- ведение мониторинга состояния недр, включая процессы сдвижения горных пород и земной поверхности, геомеханических и геодинамических процессов при недропользовании в целях предотвращения вредного влияния горных разработок на горные выработки, объекты поверхности и окружающую природную среду;
- производство замеров горных работ, выполненных за отчетный период, расчеты объемов проходки, выемочных мощностей, объемов, количества и качества отбитой рудной массы;
- ведение достоверного учета извлекаемых и погашенных в недрах запасов основных и совместно с ними залегающих полезных ископаемых и попутных компонентов, в том числе продуктов переработки минерального сырья и отходов производства при разработке месторождений;
- ведение установленных форм государственной статистической отчетности по учету запасов полезных ископаемых, объемов добычи, извлечения и потерь полезных ископаемых и др.;
- построение и развитие маркшейдерских опорных и съемочных сетей на земной поверхности и в горных выработках;
- производство съемок горных выработок и земной поверхности, составление и пополнение геологической и маркшейдерской документации, перенесение в натуру геометрических элементов проектов горных выработок, технических сооружений, зданий и коммуникаций, границ безопасного ведения горных работ, барьерных и предохранительных целиков;
- контроль за фактическими размерами несущих конструктивных элементов системы разработки (целиков различного назначения, потолочин и других конструкций, созданных в процессе ведения горных работ), пространственным расположением скважин различного назначения;
- выполнение в установленные сроки нивелировок откаточных (транспортных) путей, проверок соотношения геометрических элементов подъемных комплексов, профилировок

шахтных стволов, проверок вертикальности копров шахтных стволов и других работ, направленных на предупреждение аварий.

Геологическая и маркшейдерская службы в пределах своей компетенции должны участвовать:

- в разработке проектов строительства, реконструкции, консервации и ликвидации объектов по добыче полезных ископаемых, годовых планов развития горных работ (годовых программ работ), рекультивации земель, нарушенных горными работами;

- в работе по приемке в эксплуатацию новых и реконструированных объектов по добыче полезных ископаемых, а также по приемке работ по их консервации и ликвидации;

- в разработке и реализации мероприятий по безопасному ведению горных работ вблизи опасных зон, предупреждению и ликвидации аварий, охране зданий, сооружений и окружающей природной среды от вредного влияния горных разработок, рациональному и комплексному использованию месторождений полезных ископаемых, а также в рассмотрении и решении других вопросов, связанных с геологическим и маркшейдерским обеспечением.

В системе производственного контроля руководители и специалисты геологической и маркшейдерской служб должны осуществлять следующие функции:

- доводить до руководителей участков, цехов и других подразделений рудника обязательных для исполнения указаний по вопросам геологического и маркшейдерского обеспечения горных работ, а также по устранению нарушений требований законодательства о недрах, промышленной безопасности, охране недр и окружающей природной среды, проектной и технологической документации, годовых планов развития горных работ в целях предотвращения случаев аварий и травматизма, сверхнормативных потерь полезных ископаемых, выборочной отработки богатых участков месторождения, приводящей к необоснованным потерям запасов полезных ископаемых, и недопущения других нарушений законодательных требований;

- вносить предложения руководству по приостановке работ по строительству, реконструкции, эксплуатации, консервации или ликвидации объектов по добыче полезных ископаемых и подземных сооружений, не связанных с добычей полезных ископаемых, если проведение этих работ может повлечь за собой порчу месторождений полезных ископаемых, прорыв в горные выработки воды и вредных газов, возникновение опасных деформаций горных выработок, охраняемых объектов поверхности и других аварийных ситуаций, а также в случае отступлений и нарушений требований проекта и установленных норм и правил, незамедлительно ставя об этом в известность руководство предприятия и работников, ответственных за

осуществление производственного контроля;

– браковать горные работы, выполненные с отступлениями от утвержденных годовых планов развития горных работ, проектной и технической документации.

5.9 Закладочные работы

Закладка выработанного пространства предусматривается пастовой цементной закладкой. В качестве материала для обратной закладки предусматривается использование хвостов с обогатительной фабрики (ОФ), которые будут обезвоживаться и смешиваться с цементом.

Хвосты с технологической установки подаются в центральный сгуститель (расположенный возле ОФ) для обезвоживания. Установка флокулянта подает флокулянт в сгуститель. Слив сгустителя имеет массовую концентрацию твердых частиц 60 % вес. Хвосты поступают с центрального сгустителя через хвостопроводы, длиной 6100 м на БЗК, расположенный на промплощадке у Чащинского хвостохранилища. Для транспортировки сгущенных хвостов используются шесть последовательно установленных центробежных насосов.

Хвосты поступают в резервуар с мешалкой и перекачиваются в вакуумные дисковые фильтры, расположенные в верхней части конструкции БЗК. Затем обезвоживаются вакуумными дисковыми фильтрами. Кек передается конвейером в двухвальные мешалки непрерывного действия, расположенные под фильтрами, через ленточные конвейеры.

Цемент поступает в рабочие бункеры емкостью 80 м³ каждый. Шнековые конвейеры и расходомеры Кориолиса используются для передачи цемента в двухвальные мешалки непрерывного действия.

Закладочный материал из мешалок непрерывного действия выгружается в резервуары закладочного материала, питающие насосы выгрузки закладочного материала. Поршневые насосы прямого вытеснения используются для транспортировки закладочного материала с БЗК в подземную систему.

До начала проектирования БЗК требуется разработка Технологического регламента на закладочные работы.

Годовой объем закладки определяется исходя из годового объема добычи руды с учетом коэффициента усадки - 1,12, а также потерь при транспортировке и необходимости частичной закладки подготовительных выработок, пройденных по породе - 1,02.

Годовая потребность в закладочной смеси составит:

$$Q = \frac{A \times K_y}{\gamma} = \frac{2700 \times 1,12}{2,93} = 1032 \text{ тыс. м}^3/\text{год},$$

где $A = 2700$ тыс. т – годовая производительность рудника;

$K_y = 1,12$ – коэффициент усадки и потерь закладочной смеси по «Нормам технологического проектирования...» [10];

$\gamma = 2,93$ т/м³ – плотность руды.

Производительность закладочного комплекса принята 1032 тыс. м³ в год, часовая – 165 м³.

Пастовая закладка с БЗК подается по двум трубопроводам диаметром 159 мм один из которых резервный, проложенных по наклонному автотранспортному стволу до горизонта плюс 260 м. Далее по вентиляционно-закладочным квершлагам распределяется на три фланга для закладки блоков Буровской, Баритовой и Богатой залежей и по закладочным скважинам поступает на горизонты.

Магистральный горизонтальный трубопровод на закладочном горизонте прокладывается вдоль борта выработки на высоте от 0,3 до 1,2 м, с пневмоврезками через каждые 50 м. Параллельно закладочному трубопроводу прокладывается водопровод, который необходим для ликвидации возможных закупорок. Для продувки трубопровода используется передвижной компрессор.

До начала подачи закладки, в устье камеры устанавливается изолирующая перемычка, после подается закладка. Твердение закладки происходит в течении 15 суток. Очистные работы в смежных камерах необходимо производить при наборе прочности закладки не менее 3,0 МПа. Закладочные работы должны выполняться в соответствии с Технологическим регламентом.

5.10 Хозяйство взрывчатых материалов

Доставка взрывчатых материалов от базисного склада ВМ до площади перегрузки ВМ в районе Чашинского хвостохранилища должна производиться специализированным транспортом, оборудованным и сертифицированным для перевозки ВМ.

На площадке взрывчатые материалы перегружаются в специализированную машину для перевозки ВВ UNI50-2 ST PAUS. Взрывчатые вещества доставляются в подземный склад ВМ вместимостью 8 т на горизонте плюс 80 м и в раздаточную камеру ВМ вместимостью 1 т на горизонте плюс 260 м.

Предусматривается применение ВВ типа гранулит А-6, Senatel Magnum, EXPLO-GA, аммонит 6ЖВ, возможно применение эмульсионных ВВ и электронных детонаторов. В качестве боевиков - патронированные ВВ типа аммонит 6ЖВ. Обводненные шпурсы заряжаются патронированными ВВ. Способы инициирования зарядов – электрический с применением электродетонаторов типа ЭД-3-Н и неэлектрический с применением средств взрывания типа ИСКРА-Ш, NONEL, EXEL. Зарядка проходческих забоев осуществляется с помощью специальной зарядной самоходной машины типа «PausUNI50-2ST-LGB». Взрывание в проходческих и очистных забоях производится в конце рабочей смены.

Максимальный годовой расход ВВ приведен в таблице 5.9.

Таблица 5.9 – Годовой расход ВВ по руднику

Виды работ	Единицы измерения	Годовой объем работ	Расход ВВ		
			на единицу объема, кг	в сутки, т	в год, т
Проходческие работы	тыс. м ³	51,2	2,89	0,41	147,9
Очистные работы	тыс. т	1500	0,753	3,09	1129,5
Итого:				3,5	1277,8

На складе ВМ должен постоянно присутствовать персонал (раздатчик ВМ), склад оборудуется телефонной связью, автоматической системой пожаротушения.

Доставка ВМ со складов непосредственно к местам работ производится по разрешению технического руководителя.

Доставка ВМ и распределение их по забоям предусматривается с использованием специально оборудованной самоходной машины на дизельном топливе UtimecMF 100E. Доставка ВМ до очистных забоев осуществляется зарядной машиной «PAUSUNI-50-2 ST».

Взрывчатые вещества и средства инициирования доставляют и перевозят отдельно в сумках, кассетах, заводской упаковке. Средства инициирования и боевики переносятся (кроме погрузочно-разгрузочных операций) только взрывниками.

К руководству взрывными работами допускаются лица, имеющие законченное высшее или среднее горнотехническое образование, либо окончившие специальные курсы, дающие право на руководство взрывными работами, получившие Единую книжку взрывника (мастера-взрывника) по форме, приведенной в Приложении 4 Правил обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов [18].

Взрыв-персонал: инженерно-технические работники, взрывники, дежурные взрывники, проходчики-взрывники, бурильщики шпуров - взрывники, машинисты зарядных машин, раздатчики ВМ, доставщики ВМ и водители, связанные с обращением, хранением, перевозкой взрывчатых материалов, и использованием ВМ проходят проверку знаний с периодичностью один раз в год, с оформлением допуска по работе с ВМ.

Запрещается:

- проверять электровзрывную сеть с подсоединенным электродетонатором пусковыми устройствами «EXPLO-SE»;
- использование воды, земли, труб, рельсов, канатов в качестве одного из проводников;
- использование всех типов батареек для инициирования электродетонаторов;
- монтировать электровзрывную сеть в направлении от источника тока или включающего ток устройства к заряду;
- электрическое взрывание непосредственно от силовой или осветительной сети без предназначенных для этого устройств;
- присоединение проводов уже смонтированной части электровзрывной сети к следующим проводам, пока противоположные концы последних не замкнуты накоротко;
- использование проводов взрывной сети для других целей;
- совмещать в одном и том же кабеле провода для взрывных магистралей и других цепей применения в электровзрывной цепи детонаторов разных изготовителей.

Для защиты от блуждающих токов электровзрывные сети должны иметь исправную изоляцию, надежные электрические соединения. Концы проводов и жил кабелей тщательно зачищаются, плотно соединяются, соединения изолируются при помощи специальных зажимов или других средств.

До начала заряжания взрывник осматривает взрывную магистраль, соединительные провода, убеждается в проводимости сети. Взрывная магистраль прокладывается в выработке со стороны, противоположной размещению электрических кабелей. В случае невозможности выполнения этого требования, магистраль прокладывается на расстоянии не ближе 0,3 м от электрических линий.

Постоянная взрывная магистраль отстает от места взрыва не более чем на 100 метров. Концы магистральных проводов замыкаются на все время до присоединения их к клеммам прибора, подающего напряжение для взрывания.

Взрывные работы производятся согласно графику взрывных работ, утверждаемому техническим руководителем ответственным за ведение взрывных работ по шахте. В случае

взрывных работ вне графика (дробление негабарита, ликвидация завесаний), взрыв допускается производить после согласования и оповещения по громкой связи с диспетчером шахты.

Взрывание зарядов разрешается производить только после отчета горных мастеров диспетчеру шахты о полном выводе работников из опасных зон и готовности шпуровых и скважинных зарядов к взрыву. Взрывание зарядов производится только с личного разрешения руководителя взрывных работ в смене, монтаж ЭВС с ЭД - производится непосредственно перед взрыванием.

Порядок учета, хранения и наличия ВМ на складах.

Правильность учета, хранения и наличия ВМ на складах проверяется ежемесячно лицами, назначенными руководителем организации, периодически – государственным инспектором уполномоченного органа в области промышленной безопасности.

При проверке допускается не распаковывать невскрытые ящики, мешки, пакеты, коробки и контейнеры при исправности и целостности пломбы и упаковки.

Число электродетонаторов, капсуль-детонаторов, других средств инициирования во вскрытых ящиках проверяется в отдельной камере. При этом изделия выкладывают на столы, отвечающие требованиям ПОПБ [18] [19].

В случае выявления недостатка или излишков ВВ об этом немедленно сообщается руководителю организации, территориальному подразделению уполномоченного органа в области промышленной безопасности и отделу внутренних дел.

Порядок хранения ВМ на местах работ.

Взрывчатые материалы, доставленные к местам работ, находятся в сумках, кассетах или в заводской упаковке. Во всех случаях ВВ и средства инициирования при хранении размещаются раздельно.

Взрывчатые материалы на местах работ, заряженные шпуровые скважины не допускается оставлять без охраны. Порядок охраны устанавливается технологическим регламентом. Допускается хранение ВМ в подземных выработках без постоянной охраны при условии размещения их в местах хранения - участковых пунктах, металлических ящиках или контейнерах (сейфах), закрытых на замки.

Взрывчатые материалы допускается хранить до заряжания на местах работ в размере до двухсуточной потребности вне опасной зоны и сменной потребности в пределах опасной зоны, за исключением массовых взрывов, когда в опасной зоне находится под охраной подлежащее заряданию количество ВВ, без средств инициирования и боевиков.

Хранить ВВ в зарядных машинах (кроме передвижных зарядных мастерских и лабораторий перфораторных станций) более суток не допускается.

5.11 Календарное планирование

5.11.1 Календарный график добычи руды

Календарный график добычи составлен исходя из запасов, принятых к проектированию и годовой мощностью рудника. Проектная мощность 2,7 млн. т в год достигается в 2035 году.

С проектной производительностью 2,7 млн. т в год рудник работает 6 лет.

Добыча руды начинается с залежи Буровская (пологая часть) в 2030 году, наклонная часть залежи Буровская - в 2033 году, залежь Баритовая включается в 2032 году, залежь Богатая - в 2035 году.

С учетом развития и затухания горных работ срок существования рудника составляет 18 лет. Календарный график добычи руды приведен в комплекте чертежей 484.23-ПР (см. том 484.23/1.2-ПГР) и в таблице 5.10.

5.11.2 Календарный график горнопроходческих работ

Календарь строительства основных вскрывающих выработок и срок ввода их в эксплуатацию с учетом монтажных и пусконаладочных работ приведен в комплекте чертежей 484.23-ПР (см. том 484.23/1.2-ПГР). Сводный график горнопроходческих работ приведен в таблице 5.11.

Календарным графиком предусматривается проходка основных вскрывающих выработок:

- конвейерный и автотранспортный наклонные стволы - начало строительства с 2026 года;

- вертикальные стволы «Вентиляционный» и «Клетевой» с 2028 года, «Скипо-Клетевой» с 2031 года

С учетом монтажных и пусконаладочных работ выработки вводятся в эксплуатацию:

- ствол «Клетевой» с 2031 года;

- ствол «Вентиляционный» с 2031 года;

- слепой ствол «Скипо-Клетевой» с 2035 года;

- наклонный ствол с конвейерной выработкой от рудоспуска № 1 с 2031 года;

– наклонный ствол с конвейерной выработкой от рудоспуска № 2 у слепого ствола с 2033 года;

– автотранспортный уклон с 2030 года.

В проекте приняты следующие скорости проходки горных выработок:

- | | |
|--------------------------|----------------------------|
| – вертикальные стволы | – 55 м/мес; |
| – сопряжения стволов | – 400 м ³ /мес; |
| – автотранспортный уклон | – 90 м/мес; |
| – восстающие | – 60 м/мес; |

Наклонные и горизонтальные выработки:

- | | |
|-------------------------|----------------------------|
| – проходка одним забоем | – 90 м/мес; |
| – камерные выработки | – 400 м ³ /мес. |

Таблица 5.10 - Календарный график добычи

Залежь	Горизонт/ подэтаж	Геологические запасы, тыс. т	Потери, %	Разубоживание, %	Эксплуатационные запасы, тыс. т	2030												2031												2032	2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039	2040	2041	2042	2043	2044	2045	2046	2047																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																			
						1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																			

5.12 Вентиляция

Проветривание рудника предусмотрено нагнетательно - всасывающим способом по центральной схеме.

Подача свежего воздуха, осуществляется по стволу «Клетевой». Для подогрева воздуха, направляемого для проветривания горных выработок предусмотрена электрическая калориферная установка блочно-модульного изготовления (поз. по генплану 1.3).

В качестве источника тепла принята электрическая энергия. При расчете потребности в тепле для калориферной за расчетную температуру принята абсолютно минимальная температура наружного воздуха минус 48,9 °С. Количество тепла, подсчитанное по расходу воздуха, увеличено на 5 % для покрытия неучтенных потерь. Температура воздуха, выходящего из калориферной, принята плюс 2 °С. При расходе воздуха 610 м³/с потребление электроэнергии на нагрев наружного воздуха составляет 42,18 МВт.

Выдача загрязненного воздуха производится по стволу «Вентиляционный».

До мест ведения очистных, а также вспомогательных работ на горизонтах, свежий воздух подается по основным вентиляционно-закладочным квершлагам, вентиляционно-закладочным восстающим № 1, № 2, № 3 и далее по подготовительным и нарезным выработкам горизонта или подэтажа (орты, штреки, восстающие). Выдача загрязненного воздуха осуществляется по блоковым вентиляционным восстающим, главному вентиляционному штреку до ствола «Вентиляционный».

Проветривание наклонных стволов автотранспортного и конвейерного - обособленное, производится путём подачи свежего воздуха с горизонта плюс 260 м.

Распределение воздуха по основным вскрывающим выработкам для проветривания рудника показано на аксонометрической схеме вентиляции, приведенной в комплекте чертежей 484.23-ПР (см. том 484.23/1.2-ПГР). Все горизонты, подэтажи и выемочные блоки проветриваются за счет общешахтной депрессии. Проветривание тупиковых горнопроходческих забоев в проекте предусмотрено осуществлять с помощью вентиляторов местного проветривания типа ВМЭ-8 или ВМЭ-12 нагнетательным или комбинированным способом.

Распределение воздуха по выработкам предусматривается производить с помощью вентиляционных дверей, окон, перемычек, шлюзовых дверей. Конкретные места установки вентиляционных сооружений для распределения количества воздуха по выработкам определяются в процессе эксплуатации рудника при составлении вентиляционных планов.

Для предупреждения утечек воздуха по пути его движения необходимо принимать следующие меры:

– закрывать воздухопроницаемыми перемычками вентиляционные и другие выработки по истечении в них надобности в результате подвигания очистных или подготовительных работ;

– между выработками с входящими и исходящими струями устанавливать деревянные или бетонные перемычки на глиняном, известковом или цементном растворе с покрытием их изолирующими материалами (полиэтиленовая пленка или отработанные вентиляционные рукава);

– осмотр перемычек производить не реже одного раза в неделю.

Расчет потребного количества свежего воздуха (Приложение Л) необходимого для проветривания горных выработок выполнен в соответствии с «Временным методическим пособием по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания рудников и шахт» [20], и составляет 530 м³/с. Баланс подаваемого и выдаваемого воздуха для проветривания рудника приведен в таблице 5.12. Депрессия вентиляционной сети рудника, с учетом калориферной и коэффициента резерва – 8800 Па.

Таблица 5.12 – Баланс воздуха для проветривания рудника

Наименование выработки	Количество воздуха, м ³ /с
<u>Подача воздуха</u>	
Ствол «Клетевой», с учетом утечек	610
<u>Выдача воздуха</u>	
Ствол «Вентиляционный»	480
Наклонный конвейерный ствол	25
Наклонный автотранспортный ствол	25
Утечки	80

5.13 Водоснабжение, водоотведение, водоотлив

Водоснабжение.

Суммарные расчетные расходы на водопотребление рудника приведены в таблице 5.13.

Таблица 5.13 – Суммарные расчетные расходы на водопотребление рудника

Водопотребление		
хозяйственно-питьевой водопровод (питьевая вода)	производственный водопровод (техническая вода)	противопожарный водопровод (техническая вода)
14975,75 м ³ /год 41,03 м ³ /сут 16,64 м ³ /ч	88833,7 м ³ /год 243,38 м ³ /сут 10,76 м ³ /ч	625,32 м ³ /сут 208,44 м ³ /ч

Водоснабжение проектируемых объектов подземного рудника на пожаротушение и технологические нужды предусматривается осуществлять от общешахтной сети, прокладываемой с поверхности по наклонному автотранспортному стволу. Магистральные трубопроводы водоснабжения, прокладываемые по основным горно-капитальным выработкам, предусматриваются диаметром 100 мм, участковые трубопроводы от 50 до 80 мм. Для снижения избыточного давления в трубопроводах предусматривается установка редукционных клапанов. На нужды пожаротушения на магистральных и участковых трубопроводах устанавливаются пожарные краны. Расчет расхода воды на технологические нужды приведен в таблице 5.13.

Таблица 5.13 - Расчет расхода воды на технологические нужды

Наименование потребителя		Количество, шт.	Расход воды на ед. обор., л/ч	Коэффициент одновременности	Общий расход, м³/ч	Количество рабочих часов в сутки	Общий расход, м³/сут
1		2	3	4	5	6	7
Очистные работы							
1	Буровая установка Sandvik DD321	2	6000	0,5	6	14	84
2	Буровая установка Sandvik DL421	4	12900	0,25	12,9	14	180,6
Подготовительные и нарезные работы							
1	Буровая установка DD321	3	6000	0,3	5,4	14	75,6
2	Анкероустановщик DS411	1	3000	1	3,0	14	42
3	Анкероустановщик DS421	1	6000	1	6,0	14	84
4	Перфоратор ПП-63	2	360	0,5	0,4	14	5,0
5	Перфоратор ПТ-48	2	360	0,5	0,4	14	5,0
6	Комбайн Robbins 73 RM	1	30000	1	30,0	14	420
Всего					64,0		896,3

Окончание таблицы 13

1		2	3	4	5	6	7
Итого с учетом затрат на неучтенное оборудование (x1,05)					67,2		941,1
(к доп. рас. = 1,05):							
Вспомогательные работы							
1	Водяные завесы	13	360	0,2	0,9	4	3,744
2	Мойка машин	7	900	0,25	1,6	2	3,2
Всего					2,5		6,9
Итого с учетом затрат на неучтенное оборудование (x1,05)					2,6		7,2
(к доп. рас. = 1,05):							
ИТОГО на рудник					69,9		949,0

Водоснабжение проектируемых объектов подземного рудника приведено в комплекте чертежей 484.23-ГМП (см. том 484.23/1.2-ПГР).

Выбор систем и схем водоснабжения

В зависимости от требуемого качества воды, на нужды объектов рудника, приняты следующие системы водоснабжения:

- хозяйственно-питьевой водопровод В1;
- противопожарный водопровод В2;
- производственный водопровод В3.

Хозяйственно-питьевой водопровод В1 служит для подачи питьевой воды на хозяйственно-питьевые нужды объектов поверхности рудника. Подключение водопровода осуществляется от существующей сети хозяйственно-питьевого водопровода РГОКа ТОО «Казцинк», согласно техническим условиям (Приложение М).

Противопожарный водопровод В2 служит для подачи технической воды на противопожарные нужды поверхностных объектов рудника. Подключение водопровода осуществляется от проектируемой сети производственного водопровода В3 рудника. Производственный водопровод В3 служит для подачи технической воды на производственные нужды подземных и поверхностных объектов рудника. Подключение водопровода осуществляется от существующей сети производственного водопровода РГОКа ТОО «Казцинк», согласно техническим условиям (Приложение М).

Наружные сети и сооружения водопровода.

Для повышения напора воды, при ее подаче из существующих внутриплощадочных сетей хозяйственно-питьевого и производственного водоснабжения РГОКа ТОО «Казцинк» в проектируемые внеплощадочные сети рудника, предусматривается строительство следующих сооружений:

- блочно-модульной повысительной насосной станции питьевого водоснабжения № 1 производительностью 17 м³/ч с напором 170 м;
- блочно-модульной повысительной насосной станции производственного водоснабжения производительностью 81 м³/ч с напором 170 м.

Для повышения напора воды, при ее подаче из проектируемой внеплощадочной сети хозяйственно-питьевого водоснабжения рудника в проектируемую внутриплощадочную сеть рудника, на территории рудника предусматривается строительство следующих сооружений:

- блочно-модульной повысительной насосной станции питьевого водоснабжения № 2 производительностью 4 м³/ч с напором 320 м (поз. 3.10).

Для подачи воды на противопожарные нужды поверхностных объектов площадок стволов «Клетевой» и «Вентиляционный», на территории площадки ствола «Клетевой», предусматривается строительство следующих сооружений:

- пожарных резервуаров емкостью 500 м³ каждый, в количестве 2 шт. (поз. 1.6);
- насосной станции пожаротушения производительностью 210 м³/ч с напором 70 м (поз. 1.5).

Для подачи воды на противопожарные нужды поверхностных объектов припортовой площадки, на ее территории, предусматривается строительство следующих сооружений:

- пожарных резервуаров емкостью 200 м³ каждый, в количестве 2 шт. (поз. 3.7);
- насосной станции пожаротушения производительностью 170 м³/ч с напором 20 м (поз. 3.6).

Водопроводные сети.

Хозяйственно-питьевой водопровод (B1) выполнен из высоконапорных полимерных армированных трубопроводов на участках до и после повысительных насосных станций питьевого и производственного водоснабжения (поз. 3.10) и полиэтиленовых труб марки ПЭ100SDR17 по ГОСТ 18599-2001 [21]. Вводы водопроводов выполнены из стальных электросварных труб по ГОСТ 10704-91 [22].

Противопожарный водопровод (B2) выполнен из полиэтиленовых труб марки ПЭ100 SDR 17 по ГОСТ 18599-2001 [21]. Вводы водопроводов выполнены из стальных электросварных труб по ГОСТ 10704-91 [22].

Производственный водопровод (B3) выполнен из полиэтиленовых труб марки ПЭ100 SDR 6, 17 по ГОСТ 18599-2001 [21]. Вводы водопроводов выполнены из стальных электросварных труб по ГОСТ 10704-91 [22].

На водопроводных сетях (B1, B2, B3) предусмотрены колодцы из сборных железобетонных элементов, выполненные по типовым проектным решениям 901-09-11.84, альбом II [23], альбом IV [24] с установкой трубопроводной арматуры (B1, B3) и пожарных гидрантов (B2).

Прокладка водопроводных сетей (B1, B2, B3) предусмотрена подземным способом. Минимальная глубина заложения труб принята на 0,5 м больше расчетной глубины промерзания грунта.

Водоотведение.

Суммарные расчетные расходы на водоотведение на водоотведение рудника приведены в таблице 5.15.

Таблица 5.15 – Суммарные расчетные расходы на водоотведение рудника

Водоотведение		
бытовая канализация (бытовые и производственные условно чистые стоки)	дождевая канализация (дождевые стоки)	шахтный водоотлив (шахтные воды)
14975,95 м ³ /год 41,03 м ³ /сут 16,64 м ³ /ч	27255,27 м ³ /год 390,17 м ³ /сут 1733,381 л/с	2628000 м ³ /год 7200 м ³ /сут 300 м ³ /ч

Выбор систем и схем канализации.

Водоотведение от подземных и поверхностных объектов рудника решается следующими раздельными системами канализации:

- бытовая К1;
- дождевая К2;
- производственная (выпуски) К3;
- шахтный водоотлив К13Н.

Бытовая канализация К1 служит для отвода бытовых стоков от объектов поверхности рудника. Отвод бытовых стоков от объектов площадки ствола «Клетевой» осуществляется в водонепроницаемый выгреб емкостью 9 м³ (поз. 1.14). Вывоз стоков, по мере их накопления, осуществляется ассенизационной машиной на существующие очистные сооружения бытовых стоков РГОКа ТОО «Казцинк». Отвод бытовых стоков от объектов припортовой площадки осуществляется рудничной внутриплощадочной сетью самотечных трубопроводов во внеплощадочную сеть с дальнейшим отведением на существующие очистные сооружения РГОКа ТОО «Казцинк».

Дождевая канализация К2 служит для отвода дождевых стоков от объектов поверхности рудника. Отвод дождевых стоков от площадок стволов «Клетевой» и «Вентиляционный» осуществляется сетью самотечных трубопроводов на очистные сооружения дождевых стоков производительностью 180 л/с (поз. 1.7), откуда очищенные стоки поступают в резервуар очищенных дождевых стоков объемом 40 м³ (поз. 1.12). Отвод дождевых стоков от припортовой площадки (включая породный отвал) осуществляется сетью самотечных трубопроводов на очистные сооружения дождевых стоков производительностью 1560 л/с (поз. 3.8), откуда очищенные стоки поступают в резервуар очищенных дождевых стоков объемом 350 м³ (поз. 3.9). Аккумулированные в резервуарах объемом 40 м³ и 350 м³ очищенные дождевые стоки используются на пылеподавление отвалов и полив зеленых насаждений рудника.

Производственная канализация (выпуски) КЗ служит для отвода производственных стоков от объектов поверхности рудника. Отвод производственных стоков (условно чистых) от башенного копра (поз. 1.1) площадки ствола «Клетевой» осуществляется в мокрый колодец. Вывоз стоков осуществляется два раза в год (опорожнение водяных калориферов) ассенизационной машиной на существующие очистные сооружения бытовых стоков РГОКа ТОО «Казцинк». Отвод производственных стоков от АБК (поз. 3.11) припортовой площадки осуществляется в жирословитель. Из жирословителя очищенные производственные стоки направляются в проектируемые внутриплощадочную и внеплощадочную сети бытовой канализации с дальнейшим отведением на существующие очистные сооружения РГОКа ТОО «Казцинк».

Шахтный водоотлив К13Н служит для отвода шахтных вод из подземного рудника через припортовую площадку на поверхность с дальнейшим сбросом в существующие очистные сооружения шахтных вод Риддер-Сокольского рудника.

Наружные сети и сооружения канализации.

Для очистки и аккумуляции очищенных дождевых стоков от объектов площадок стволов «Клетевой» и «Вентиляционный» предусматриваются следующие сооружения:

- очистные сооружения дождевых стоков производительностью 180 л/с (поз. 1.7);
- резервуар очищенных дождевых стоков объемом 40 м³ (поз. 1.12).

Для очистки и аккумуляции очищенных дождевых стоков от объектов припортовой площадки предусматриваются следующие сооружения:

- очистные сооружения дождевых стоков производительностью 1560 л/с (поз. 3.8);
- резервуар очищенных дождевых стоков объемом 350 м³ (поз. 3.9).

Канализационные сети.

Бытовая канализация К1 выполнена из гофрированных полиэтиленовых труб марки Корсис по ТУ 22.21.21-001-73011750-2021 [25]. Выпуски канализации выполнены из канализационных полиэтиленовых труб ГОСТ 22689.2-89 [26].

Дождевая канализация К2 выполнена из полипропиленовых труб марки «Корсис» РР по ТУ 22.21.21-001-73011750-2021 [25].

Производственная канализация (выпуски) КЗ выполнена из канализационных полиэтиленовых труб ГОСТ 22689.2-89 [26].

Шахтный водоотлив К13Н выполнен из полиэтиленовых труб марки ПЭ100 SDR 17 ГОСТ 18599-2001 [21].

На канализационных сетях предусмотрены круглые колодцы из сборных железобетонных элементов ГОСТ 8020-2016 [27], выполненные по типовым проектным решениям 902-09-22.84, альбом II [28].

Прокладка канализационных сетей предусмотрена подземным способом. Минимальная глубина заложения труб принята на 0,3 м меньше расчетной глубины промерзания грунта.

Внутренний водопровод и канализация.

В проекте предусмотрены следующие системы водоснабжения и канализации:

- хозяйственно-питьевой водопровод В1;
- противопожарный водопровод В2;
- производственный водопровод В3;
- трубопровод горячего водоснабжения Т3, Т4;
- бытовая канализация К1;
- дождевая канализация К2;
- производственная канализация К3;
- производственная канализация, напорная КЗН.

Хозяйственно-питьевой водопровод В1 служит для подачи питьевой воды к санитарным приборам и водонагревателям (для приготовления горячей воды). Система выполнена из стальных водогазопроводных оцинкованных труб ГОСТ 3262-75 [29].

Противопожарный водопровод В2 служит для подачи технической воды к пожарным кранам. Система выполнена из стальных электросварных труб ГОСТ 10704-91 [22].

Противопожарный водопровод В3 служит для подачи технической воды на технологические нужды. Система выполнена из стальных электросварных труб ГОСТ 10704-91 [22].

Трубопровод горячего водоснабжения Т3, Т4 служит для подачи горячей воды к санитарным приборам и душевым кабинам. Система горячего водоснабжения Т3, Т4 выполнена из стальных водогазопроводных оцинкованных труб ГОСТ 3262-75 [29].

Бытовая канализация К1 служит для отвода бытовых стоков от санитарных приборов. Система выполнена из полиэтиленовых труб по ГОСТ 22689.2-89 [26].

Дождевая канализация К2 служит для отвода дождевых стоков с кровель проектируемых зданий. Система выполнена из стальных сварных труб общего назначения ГОСТ 33228-2015 [30].

Производственная канализация К3 служит для отвода производственных стоков (условно чистых) от технологического оборудования и трапов. Система выполнена из полиэтиленовых труб по ГОСТ 22689.2-89 [26].

Производственная канализация, напорная КЗН служит для отвода производственных стоков (условно чистых) из прямиков в повысительных насосных станций питьевого (поз. 3.10) и производственного водоснабжения и насосных станций пожаротушения (поз. 1.5, 3.6). Система выполнена из стальных электросварных труб ГОСТ 10704-91 [22].

Противопожарное водоснабжение.

Расчетное количество пожаров на руднике – один. Диктующий объект – башенный копер ствола «Клетевой», расчетный расход на пожаротушение составляет:

- наружное – 10 л/с;
- внутренние – 20 л/с (четыре струи по 5 л/с);
- автоматическое (дренчерные завесы) – 27,9 л/с.

Продолжительность тушения пожара при наружном пожаротушении – три часа, при внутреннем пожаротушении – три часа, при автоматическом пожаротушении – три часа.

Расходы приняты в соответствии с требованиями Технического регламента «Общие требования к пожарной безопасности» [31], СП РК 4.01-101-2012 [32], Правил обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы [18].

Автоматическое пожаротушение.

Для обнаружения, локализации и тушения пожара в проекте предусмотрено автоматическое водяное (дренчерные завесы) пожаротушение. Пожаротушение предусмотрено на следующих площадках:

- ствол «Клетевой» – 27,9 л/с;
- ствол «Вентиляционный» – 27,9 л/с;
- припортальная – 28,4 л/с.

Водоотлив.

Согласно гидрогеологическим данным, при отработке месторождения водоприток составит 300 м³/ч.

Водоотлив представлен двумя комплексами главного водоотлива на горизонтах плюс 260 м и плюс 80 м, участковыми насосными на горизонте плюс 20 м, на подэтаже минус 130 м и на транспортном съезде № 4.

С участковой насосной с залежи Богатая вода выдается по механизированному восстающему на горизонт плюс 260 м и поступает в комплекс главного водоотлива.

С участковых насосных на горизонте плюс 20 м и подэтаже минус 130 м вода выдается по выработкам в комплекс главного водоотлива на горизонте плюс 80 м в районе слепого ствола. Далее выдается по стволу в комплекс главного водоотлива на горизонте плюс 260 м.

С комплекса главного водоотлива на горизонте плюс 260 м вода по трубопроводам, проложенным по наклонному автотранспортному стволу, выдается на поверхность.

Расположение оборудования водоотлива приведено в комплекте чертежей 484.23-ГМП (см. том 484.23/1.2-ПГР).

Расчеты водоотливных установок представлены в Приложении Н.

6 ОТВАЛЬНОЕ ХОЗЯЙСТВО

6.1 Способ отвалообразования

Учитывая объемы работ и применяемый транспорт, проектом предлагается применить бульдозерное отвалообразование при автотранспорте.

Основные преимущества бульдозерного отвалообразования:

- простая организация и управление работами;
- отсутствует необходимость в линиях электропередач;
- возможность производить разгрузку самосвалов по всему фронту.

Породный отвал – четырёхъярусный, с высотой первого яруса от 3 до 8 м, второго яруса - 15 м, третьего яруса - 15 м, четвертого яруса - 15 м. Ширина предохранительных берм - 10 м. Угол откоса отвала принят 32° в соответствии с «Кратким справочником по открытым работам» [33]. Вместимость отвала – 1 334,48 тыс. м³, площадь основания – 11,81 га, площадь поверхности – 12,47 га.

Порода размещается в проектируемом отвале, который расположен севернее на расстоянии одного километра относительно порталов наклонных стволов.

При выборе местоположения отвала учитывались:

- схема вскрытия подземного рудника и объем породы, поступающей с порталов наклонных стволов;
- расположение водоохраных зон;
- направления ветров;
- граница зоны безрудности.

Отсыпку породного отвала рекомендуется начинать с устройства временного автомобильного въезда с последующим поднятием его до требуемой отметки ярусов.

Решения по размещению отвалов на промплощадке рудника приведены в комплекте чертежей 484.23-ГП (см. том 484.23/1.2-ПГР).

6.2 Механизация отвальных работ и выбор оборудования

Общая площадь отвала определяется в зависимости от объема пустой породы, которая должна быть размещена в отвале за срок его существования, а также в зависимости от высоты отвала

$$S_0 = \frac{W \times K_p}{h \times K_0}, \text{ м}^3,$$

где W – объем пород, подлежащих размещению в отвале за срок его существования, м^3 ;

K_p – коэффициент остаточного разрыхления пород в отвале;

h – высота отвала, м;

K_o – коэффициент, учитывающий откосы и неравномерность заполнения площади следующим ярусом, 0,8.

Параметры отвала приведены в таблица 6.1.

Таблица 6.1 - Параметры отвала

Наименование отвалов	Объем по проекту, тыс. м^3	Площадь основания, га	Длина отвального фронта, м	К остаточного разрыхления
Породный отвал	1 334,48	11,81	90	1,2

Отвалообразование осуществляется бульдозером. Для обслуживания и ремонта отвальных дорог используется автогрейдер.

Число автосамосвалов, разгружающихся на отвале в течение часа

$$N_{\text{ч}} = \frac{W_{\text{ч}} \times K_{\text{нер}}}{V_{\text{а}} \times K_{\text{з}}}, \text{шт.},$$

где $W_{\text{ч}}$ – часовая производительность по породе, размещаемой в отвале, м^3 ;

$K_{\text{нер}}$ – коэффициент неравномерности, 1.1;

$V_{\text{а}}$ – объем кузова автосамосвала, м^3 ;

$K_{\text{з}}$ – коэффициент заполнения 0,9.

Число одновременно разгружающихся автосамосвалов

$$N_{\text{а}} = N_{\text{ч}} \times \frac{T_{\text{р.м}}}{60}, \text{шт.},$$

где $T_{\text{р.м}}$ – продолжительность разгрузки и маневрирования одного самосвала.

Длина фронта разгрузки

$$L_{\text{р}} = N_{\text{а}} \times l_{\text{н}}, \text{м},$$

где $l_{\text{н}}$ – ширина полосы по фронту, занимаемая одним автосамосвалом, 30 м.

Число разгрузочных участков, находящихся в одновременной работе

$$N_{\text{yp}} = \frac{l_{\text{р}}}{60 \div 80}.$$

Число резервных участков

$$N_{урез} = N_{ур} \times (0,5 \div 1).$$

Общее число участков

$$N_y = N_{ур} + N_{урез}.$$

Общая длина отвального фронта

$$L_0 = 3 * l_p, м.$$

Результат расчета параметров отвалообразования приведен в таблице 6.2.

Таблица 6.2 - Результат расчета параметров отвалообразования

Параметры	Единицы измерения	Породный отвал
Часовая производительность рудника по породе	м ³	11,24
Коэффициент неравномерности работы рудника по вскрыше		1,1
Число автосамосвалов, разгружающихся на отвале в течение часа	шт.	1
Число одновременно разгружающихся автосамосвалов	шт.	1
Длина фронта разгрузки	м	30

Расчет количества автосамосвалов представлен в Приложении П.

Расчет производительности бульдозера.

Сменная производительность бульдозера рассчитана по формуле

$$П_{см} = \frac{3600 \times V \times K_B \times T_{см}}{T_{ц} \times K_P}, м^3 / смену,$$

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

K_в – коэффициент использования бульдозера во времени, 0,8;

T_{см} – продолжительность рабочей смены, ч;

T_ц – продолжительность одного цикла, с;

K_р – коэффициент разрыхления грунта.

Продолжительность одного цикла работы бульдозера

$$T_{ц} = \frac{L_1}{V_1} + \frac{L_2}{V_2} + \frac{L_1 + L_2}{V_3} + t_n + 2t_p,$$

где L_1 - расстояние набора породы, 10 м;

L_2 - расстояние перемещения породы, 15 м;

V_1 - скорость перемещения при наборе породы, 0,83 м/с;

V_2 - скорость движения бульдозера с грунтом, 1,38 м/с;

V_3 - скорость холостого хода бульдозера, 2,7 м/с;

t_n - время переключения скоростей, 10 с;

t_p - время одного разворота бульдозера, 12 с.

Объем грунта, перемещаемый отвалом бульдозера

$$V = \frac{h_0^2 \times l}{2 \tan \alpha}$$

где h_0 - высота отвала бульдозера, 1,38 м;

l - длина отвала бульдозера, 3,73 м;

α - угол откоса развала, 36° .

Производительность бульдозера Shantui SD22 составит 2072 м³/смену.

Расчет количества бульдозеров по отвалам приведен в Приложении Р.

7 ОХРАНА НЕДР

7.1 Охрана и рациональное использование недр

При вскрытии и отработке запасов месторождения приняты следующие решения по охране недр:

- технологические решения исключают выборочную отработку месторождения;
- горно-капитальные выработки заложены на безрудных участках;
- предусмотрена полевая подготовка блоков без оставления рудных целиков;
- при выполнении подготовительных работ обеспечивается проведение эксплуатационной разведки;
- наблюдение за проявлением сдвижения горного массива осуществляется с привлечением специализированных организаций;
- очистная добыча ведется в соответствии с планом развития горных работ по отработке запасов горизонтов;
- применение систем разработки с закладкой позволяет вовлечь в отработку забалансовые руды (при условии экономической эффективности их отработки), попадающие в рудные контуры очистных блоков, а также сохранить для последующей возможной разработки забалансовые руды отдельно расположенных рудных тел;
- количество готовых к выемке запасов руды, нормативные потери и разубоживание руды необходимо определять ежегодным набором выемочных единиц.

Основными мероприятиями по снижению потерь и разубоживания руды являются:

- соблюдение проектных параметров отбойки и выпуска руды, обеспечивающих полноту выемки и уменьшение разубоживания руды породами;
- систематическое определение показателей потерь и разубоживания руды и устранения причин их завышения по отношению к проектным показателям.

Контроль и оперативное управление объемами добычи и качеством выдаваемых из шахты руд осуществляется геолого-маркшейдерской службой предприятия, которой решаются следующие задачи:

- контроль за наиболее полным извлечением из недр полезного ископаемого и недопущение сверхнормативных потерь и разубоживания руд в процессе их добычи;
- недопущение выборочной отработки богатых участков месторождения;
- выполнением требований по охране недр и комплексному использованию сырья;

- своевременный и достоверный учет состояния и движения запасов полезного ископаемого;
- списание в установленном порядке с учета предприятия погашенных в результате добычи потерь руды;
- контроль за соблюдением условий лицензионных соглашений на пользование недрами;
- ведение мониторинга состояния недр, включая процессы сдвижения горных пород и земной поверхности, геомеханических и геодинамических процессов при недропользовании в целях предотвращения вредного влияния горных работ на объекты поверхности и окружающую природную среду.

7.2 Использование пустой породы, отходов горного производства

Пустая порода может использоваться в качестве строительных материалов, после проведения исследований, подтверждающих соответствие горных пород строительным ГОСТам действующими на территории Республики Казахстан.

Скальные породы возможно использовать:

- в период строительства предприятия – для строительства дорог, вертикальной планировки, устройства дамб хвостохранилища и прочих сооружений;
- в период эксплуатации для производства щебня и для текущего содержания дорог, наращивания дамб.

8 ВСПОМОГАТЕЛЬНОЕ ПРОИЗВОДСТВО

8.1 Организация ремонтных работ и складское хозяйство

Объекты поверхности.

Все требуемые для обслуживания шахты наземные объекты: бетонно-закладочный комплекс, административно-бытовой комплекс, водоочистные сооружения, главная подстанция и складские помещения будут располагаться на промплощадке у Чашинского хвостохранилища. Объекты, предназначенные для техобслуживания поверхностного оборудования, цех, склад и гараж будут размещены вдоль новой дороги, соединяющей промплощадку с обоганительной фабрикой.

На площадке ствола «Клетевой» и у портала наклонных стволов планом горных работ предусматриваются склады противопожарных материалов (ППМ) с оснащением противопожарным оборудованием, материалами и инструментами в соответствии с [18].

В составе склада предусмотрены два контейнера и крытый навес с ограждением из профлиста. В контейнерах хранятся противопожарное оборудование, огнетушители и цемент в мешках. Под навесом с соответствующей защитной упаковкой от атмосферных воздействий предусматривается хранение:

- бетонитов или облегченных блоков под полиэтиленом;
- инертных материалов (песок, глина) в биг-бэгах.

Оперативная доставка противопожарных материалов и противопожарного оборудования в шахту осуществляется самоходной техникой.

Подземные объекты.

Проектируемое подземное ремонтно-складское хозяйство включает инструментальные кладовые, склады ППМ, пункты обслуживания зарядной техники, склад ГСМ, пункты технического обслуживания самоходного оборудования, склад и раздаточную камеру ВМ, с размещением на горизонтах и выполненные в соответствии с [18].

Подземное ремонтное хозяйство предназначено для технического обслуживания и текущего ремонта горно-шахтного оборудования.

Ремонтные пункты размещаются в камерах на горизонтах и оснащены необходимым набором оборудования, приспособлениями, грузоподъемными механизмами для технического обслуживания, ремонта горно-шахтного оборудования и отвечают требованиям правил ведения ремонтных работ в условиях шахты и пожарной безопасности.

Расположение оборудования в подземных камерных выработках приведено в комплекте чертежей 484.23-ГМП (см. том 484.23/1.2-ПГР).

9 ГЕНЕРАЛЬНЫЙ ПЛАН И ТРАНСПОРТ

9.1 Генеральный план

Новоленинское полиметаллическое месторождение расположено в Восточно-Казахстанской области, в 9-ти км города Риддер.

В плане горных работ рассмотрены добыча и транспортировка руды на обогатительную фабрику (ОФ) РГОКа.

Для обеспечения производственной деятельности планом горных работ на промплощадке месторождения предусмотрены:

- площадка ствола «Клетевой»;
- площадка ствола «Вентиляционный»;
- припортовая площадка наклонного конвейерного ствола, наклонного автотранспортного ствола, объекты инфраструктуры.

Решения по генеральному плану размещения проектируемых объектов определены из условий:

- соблюдения технологии производства;
- соблюдения санитарных и противопожарных норм;
- рельефа местности;
- господствующего направления ветров;
- прокладки транспортных и инженерных коммуникаций;
- наличия водных объектов и их охранных зон и полос.

Площадки ствола «Клетевой», ствола «Вентиляционный», подстанция 110/6 кВ расположены в непосредственной близости друг от друга. Относительно ствола «Вентиляционный» они находятся на расстоянии 170 и 300 м по прямой на северо-восток.

В состав площадки ствола «Клетевой» входят:

- башенный копер;
- главная вентиляторная установка;
- электрическая калориферная;
- БМЗ КТП 6/0,69 кВ;
- КТПН № 3 6/0,4 кВ;
- насосная станция пожаротушения;
- пожарные резервуары;
- очистные сооружения дождевых стоков;

- склад противопожарных резервуаров;
- КПП;
- отвал ПРС;
- резервуар очищенных дождевых стоков;
- выгреб емкостью 1 м³;
- выгреб емкостью 9 м³;
- выгреб емкостью 1 м³.

В состав площадки ствола «Вентиляционный» входят надшахтное здание и главная вентиляторная установка.

Для электроснабжения проектируемых объектов рудника предусмотрена подстанция 110/6 кВ, которая расположена юго-западнее ствола «Клетевой» на расстоянии 100 м.

Размещение проектируемых объектов в плане приведено в комплекте чертежей 484.23-ГП (см. том 484.23/1.2-ПГР).

Припортовая площадка и объекты инфраструктуры расположены в непосредственной близости от Чашинского хвостохранилища.

Припортовая площадка размещена на расстоянии 3900 м по прямой на северо-запад от ствола «Клетевой».

В состав припортовой площадки входят следующие проектируемые объекты:

- портал наклонного конвейерного ствола;
- портал наклонного автотранспортного ствола;
- насосная станция пожаротушения;
- пожарные резервуары;
- насосная станция повышения давления;
- склад противопожарных материалов;
- перегрузочная площадка ВМ;
- перегрузочная площадка материалов (25х25 м);
- разгрузочная площадка;
- БЗК;
- отвал породы;
- склад ГСМ.

Разгрузочная площадка для временного складирования руды и породы расположена юго-западнее припортовой площадки, с которой соединена конвейерами.

Разгрузочная площадка размещена на расстоянии по прямой 460 м от припортальной площадки и 4 км от ОФ.

Бетонно-закладочный комплекс (БЗК) расположен северо-западнее припортальной площадки, на расстоянии по прямой 460 м.

Отвал породы расположен северо-западнее припортальной площадки, на расстоянии по прямой 800 м и 1,0 км от разгрузочной площадки.

Склад ГСМ расположен северо-западнее припортальной площадки, на расстоянии по прямой 800 м.

На въезде на территорию промплощадки месторождения расположены объекты инфраструктуры:

- административно-бытовой корпус (АБК);
- контрольно-пропускной пункт (КПП);
- ремонтно-складская база.

Для энергообеспечения объектов припортальной площадки размещены объекты:

- электротехническое блочно-модульное здание;
- КТПН № 5 6/0,4 кВ;
- КТПН № 6 6/0,4 кВ;
- КТПН № 7 6/0,4 кВ.

Промплощадка по периметру имеет общее ограждение и защищена нагорными канавами от талых и ливневых вод со склонов.

Размещение проектируемых поверхностных объектов выполнено на основе технологических решений, с учетом рельефа местности, санитарно-экологических требований. Решения по генеральному плану выполнены с соблюдением требований Норм технологического проектирования [10], СН РК 3.01-03-2011 [34], СП РК 3.01-103-2012 [35], СН РК 3.03-22-2013 [36], СП РК 3.03-122-2013 [37].

На территориях вышеперечисленных площадок к зданиям и сооружениям предусмотрены автомобильные проезды, подъезды и разворотные площадки с твердым покрытием, обеспечивающие технологические, вспомогательные и хозяйственные перевозки, противопожарное обслуживание.

Транспортная связь между площадками осуществляется по существующим и проектируемым автомобильным дорогам с твердым покрытием.

Основные показатели по генеральному плану площадок проектирования приведены в таблице 9.1.

Таблица 9.1 - Основные показатели по генеральному плану

Наименование показателей	Единицы измерения	Площадка ствола «Клетевой»	Площадка ствола «Вентиляционный»	Припоральная площадка	Площадка подстанции 110/6 кВ
		количество			
Общая площадь (в условной границе проектирования), в том числе:	га	2,888	0,895	56,18	0,639
а) площадь застройки (только проектируемых зданий и сооружений)	га	1,182	0,353	2,186	0,468
б) площадь автопроездов, автоподъездов, разворотных площадок, тротуаров	га	0,836	0,309	15,8615	0,142
в) площадь водоотводных сооружений	га	-	-	0,8	-
г) площадь озеленения	га	0,87	0,233	2,6475	0,083
д) откосы, зоны, неиспользованные участки	га	-	-	34,685	-
Плотность застройки (с учетом только проектируемых зданий и сооружений)	%	40,9	39,4	10	67,5
Коэффициент использования территории	-	0,7	0,74	0,88	0,88

Для размещения проектируемых площадок комплекса требуется постоянный земельный отвод площадью 60,602 га. Для размещения проектируемых автодорог требуется постоянный земельный отвод общей площадью 23,99 га. Кроме этого, для участков коридоров трасс ЛЭП-110 кВ, ЛЭП-6 кВ, хвостопровода потребуется 4,74 га. Необходим отвод полос земель для временного краткосрочного использования на период строительства общей площадью 61,215 га.

Площади земель, необходимые для размещения проектируемых объектов рудника, приведены в таблице 9.2.

Таблица 9.2 - Ведомость земель, занимаемых проектируемыми объектами

Наименование объектов	В границах постоянного земельного отвода	В границах временного земельного отвода
1	2	3
Площадка ствола «Клетевой»	2,888	-
Площадка ствола «Вентиляционный»	0,895	-
Площадка подстанции 110/6 кВ	0,639	-

Окончание таблицы 9.2

1	2	3
Припортальная площадка	56,18	-
Автомобильная дорога АД1	9,9	-
Автомобильная дорога АД2	2,88	-
Автомобильная дорога АД3	1,51	-
Автомобильная дорога АД4	9,7	-
Полоса отвода земли для трасс воздушной линии ЛЭП-110 кВ	0,764	31,255
Полоса отвода земли для трасс воздушной линии ЛЭП-6 кВ, трубопроводов водовода	0,316	8
Полоса отвода земли для трасс трубопроводов хозяйственно-питьевого водоснабжения, производственного водопровода, шахтного водоотлива, хвостопровода	3,66	21,96
Итого:	89,332	61,215
Всего занимаемых земель, в том числе:		
- предоставляемых в постоянное пользование;	150,547	
- предоставляемых во временное пользование на период строительства и монтажа	89,332	
	61,215	

Территория строительства проектируемых объектов требует земельного отвода территории для постоянного пользования площадью 89,332 га, временного на период строительства и монтажа – 61,215 га.

Перед началом строительства на площадках предусматривается снятие плодородного слоя почвы (ПСП), с дальнейшим вывозом для складирования.

Вертикальная планировка площадок в местах размещения проектируемых объектов решена в основном в насыпи или в полу-насыпи, полу-выемке.

Размещение объектов проектирования выполнено с учетом водоохраных полос и зон, установленных постановлением восточно-казахстанского областного акимата № 285 от 15 декабря 2023 года. Для предотвращения попадания поверхностных вод с территории площадок на рельеф, а затем в ручьи, поверхностные воды по проезжей части отводятся в пониженные места, где собираются в дождеприёмные колодцы и далее поступают в очистные сооружения.

Благоустройство территории площадок предусматривает твердое покрытие проезжей части и обочин автоподъездов, разворотных площадок, организацию пешеходного движения и озеленение участков, свободных от застройки.

Для предотвращения загрязнения окружающей среды, защиты грунта и грунтовых вод в основании отвала породы, а также в основании разгрузочной площадки руды и породы, перегрузочной площадки материалов предусмотрено устройство защитных экранов.

В основании отвала породы укладывается противофильтрационный экран (тип 3), конструкция экрана принята с использованием геомембраны и геотекстиля.

В качестве озеленения на проектируемых площадках предусмотрено внесение ПРС с последующим самозаращением территории озеленения.

Для защиты отвала пустых пород от подтопления поверхностными водами предусмотрено устройство земляных нагорных канав, расположенных с нагорной стороны.

Площадки стволов, подстанций, перегрузочной площадки ВМ, ГСМ имеют периметральное ограждение. Общее ограждение имеет припортовая площадка с объектами инфраструктуры с КПП на въезде и выезде.

9.2 Инженерные сети и коммуникации

Инженерные коммуникации в плане горных работ представлены внеплощадочными инженерными сетями. Прокладка внеплощадочных инженерных сетей предусматривается на полосах, свободных от застройки, вдоль проектируемых автомобильных дорог.

Проектируемые трассы ЛЭП-6 кВ на опорах проходят вдоль подземного наклонного конвейерного ствола от подстанции 110/6 кВ и до проектируемых площадок. Трасса трубопроводов отвода шахтных вод проходит от припортовой площадки до существующего хвостохранилища обогатительной фабрики.

Трубопроводы хвостопровода размещаются на низких опорах. Прокладка инженерных сетей водоснабжения и канализации предусмотрена в подземном исполнении.

Размещение проектируемых внеплощадочных инженерных сетей приведено в комплекте чертежей 484.23-ГП (см. том 484.23/1.2-ПГР).

9.3 Автомобильные дороги

Технологическая связь отдельных объектов в производственном процессе в целом предусматривается с помощью автомобильного транспорта.

Автомобильным транспортом осуществляются как внутриплощадочные, так и межплощадочные перевозки.

Для обеспечения транспортной связи между проектируемыми площадками ствола «Клетевой», ствола «Вентиляционный», площадкой подстанции 110/6 кВ и существующими

объектами РГОКа предусмотрена автомобильная дорога АД4. Трасса автодороги проходит по пересеченной местности до трассы Усть-Каменогорск - Риддер.

Проектируемая подъездная автодорога АД4 является межплощадочной автодорогой служебного пользования, обеспечивающей проезд пожарных, ремонтных и аварийных машин.

Проектируемая автодорога АД1 является межплощадочной технологической автодорогой для перевозки руды на ОФ, вспомогательных и хозяйственных грузов для объектов проектирования, работников рудника.

Проектируемая автодорога АД2 является межплощадочной технологической автодорогой для перевозки породы в отвал породы.

Проектируемая автодорога АД3 является межплощадочной автодорогой для перевозки вспомогательных и хозяйственных грузов для объектов проектирования, проезда пожарных машин, доставки работников рудника.

Категории и основные параметры поперечного профиля проектируемых автомобильных дорог определены исходя из их назначения в соответствии с требованиями СН РК 3.03-22-2013 [36], СП РК 3.03-122-2013 [37], СН РК 3.03-01-2013 [31], СП РК 3.03-101-2013 [30].

Основные показатели по проектируемым автомобильным дорогам сведены в таблицу 9.3.

Таблица 9.3 - Основные показатели по проектируемым автомобильным дорогам

Наименование показателей	АД1	АД2	АД3	АД4
1) назначение автодороги	технологическая	служебная	служебная	служебная
2) расчетный автомобиль шириной, м	2,5	2,5	2,5	2,5
3) категория дороги:	I-в	II-в	IV-в	IV-в
а) число полос движения;	2	2	2	2
б) ширина проезжей части, м для расчетного автомобиля	7,5	7	6	6
в) ширина обочины, м	2×2	2×1,5	2×1	2×1
4) тип дорожной одежды	капитальная	капитальная	капитальная	переходный
5) основной вид покрытия	щебень с пропиткой	щебень с пропит	щебень с пропит	щебень
6) протяженность дороги, км	4	1,026	1,44	3,73

Для отсыпки земляного полотна, устройства присыпных обочин предусматривается использование грунта с отвала породы.

Для пропуска поверхностных вод через автомобильные дороги предусматриваются железобетонные водопропускные трубы диаметром 1,5 м.

Дорожная одежда предусмотрена двух типов – с покрытием из фракционного щебня с пропиткой и с покрытием из щебня.

Обочины укрепляются щебнем.

Расположение проектируемых автодорог приведено в комплекте чертежей 484.23-ГП (см. том 484.23/1.2-ПГР).

9.4 Организация грузоперевозок

В период строительства рудника основным технологическим грузопотоком является перевозка пустых пород от горно-капитальных работ.

В качестве автотранспортного средства принят автомобиль самосвал Камаз-65115 грузоподъемностью 15 тонн. Для погрузки пустых пород применен погрузчик LiuGong ZL50CN с объемом ковша до 3,0 м³.

Транспортная схема РГОКа предусматривает применение конвейерного и автомобильного транспорта.

Вид транспорта определен в тесной связи с технологией производства, с учетом показателей грузопотока – его мощности, расстоянию транспортировки, физико-механическим свойствам груза. Основными технологическими грузопотоками являются перевозка пустых пород и транспортировка руды.

Транспортировка руды от площадки портала наклонного съезда до разгрузочной площадки осуществляться конвейерным транспортом. Транспортировка от разгрузочной площадки до обогатительной фабрики осуществляется автомобильным транспортом самосвалом SHACMAN грузоподъемностью 41 тонна.

В период эксплуатации рудника основным технологическим грузопотоком является перевозка породы от горно-подготовительных работ.

Выдача породы осуществляется от площадки портала наклонного съезда до разгрузочной площадки конвейерным транспортом, далее автосамосвалами Камаз-65115 грузоподъемностью

15 тонн транспортируется по проектируемой технологической дороге в отвал породы.

Для погрузки пород на разгрузочной площадке применен погрузчик LiuGong ZL50CN с объемом ковша 3,0 м³.

Для обслуживания объектов поверхности на период эксплуатации планом горных работ предусматривается вспомогательный транспорт.

Спецтранспорт и грузоподъемное оборудование:

- седельный тягач MAZ 6430, грузоподъемностью 20-40 тонн;
- самосвал Hyundai HD270, грузоподъемностью 17 тонн;
- автоцистерна для светлых нефтепродуктов АТЗ-9666P1, шасси КамАЗ-43118;
- автоцистерна для воды АЦ-56874-0000010-02, шасси КАМАЗ-65115-50, вместимость 9,8 м³;

- автоэвакуатор FAW TIGER V;
- бульдозер SHANTUI SD32, объем отвала 5,4-8,4 м³;
- фронтальный погрузчик XCMG LW500FN, объем ковша 2,1 м³;

Вспомогательно-хозяйственный транспорт:

- автомобиль KIA Mohave Executive;
- санитарный автомобиль PEUGEOT-BOXER-AMBULANCE;
- автобус DAEWOO BS106A45+1, вместимость 45+1 человек;
- автобус ПАЗ-32053, вместимость 39/24 человек;
- автомобиль-фургон GAZ GAZelle Next;
- автомобиль бортовой JAC N 120;

Автомашины и механизмы дорожно-ремонтной службы:

- автосамосвалы КамАЗ-6520, грузоподъемностью 20 тонн;
- автокран XCMG QY50KS;
- машина уборочная универсальная КО-829А1, шасси КАМАЗ-43253;
- колесный трактор Кировец К-700;
- автогрейдер ДЗ-98;
- каток самоходный ДУ-47;
- бульдозер SHANTUI 58;
- экскаватор - погрузчик RM-TEREX TLB 825.

10 ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ

Электроснабжение проектируемых объектов рудника выполнено в соответствии с требованиями следующих нормативных документов:

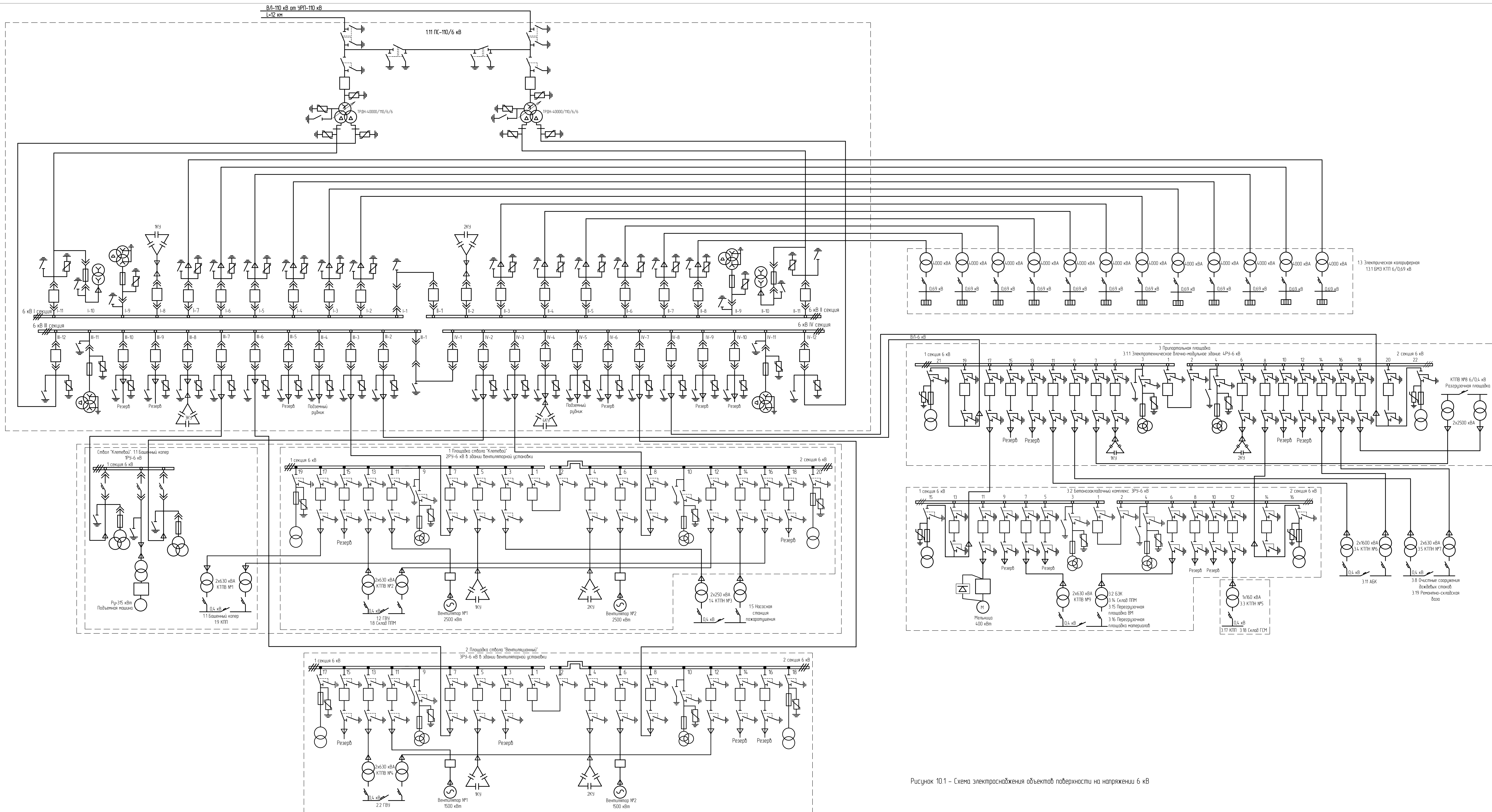
- правила устройства электроустановок Республики Казахстан (ПУЭ) [38];
- СН РК 4.04-07-2023 Электротехнические устройства [39];
- СП РК 4.04.107-2013 Электротехнические устройства [40];
- СП РК 4.04-109-2013 Правила проектирования силового и осветительного оборудования промышленных предприятий [41];
- СП РК 2.04-103-2013 Устройство молниезащиты зданий и сооружений [42];
- правила технической эксплуатации электроустановок потребителей. Утверждены приказом Министра энергетики Республики Казахстан от 30 марта 2015 года № 246 [43];
- правила техники безопасности при эксплуатации электроустановок. Утверждены приказом Министра энергетики Республики Казахстан от 19 марта 2015 года № 222 [44].

10.1 Объекты поверхности

В качестве источника электроснабжения, на площадке ствола «Клетевой» предусматривается понижающая подстанция 110/6 кВ с двумя силовыми трансформаторами мощностью 40000 кВА каждый. Подстанция запитывается по двум воздушным линиям 110 кВ от ПС-110/6 кВ № 46.

К источнику электроснабжения подключаются объекты площадки ствола «Клетевой», площадки ствола «Вентиляционный», припортальной площадки, подземного рудника.

Схема электроснабжения объектов поверхности на напряжении 6 кВ приведена на рисунке 10.1.



Основными потребителями электроэнергии на поверхности рудника являются: конвейеры, подъемные машины, вентиляторные установки, объекты бетонозакладочного комплекса, объекты водоснабжения, очистки сточных вод, электрооборудование модульной электрической калориферной, вспомогательные службы и другие установки, характерные для месторождений с подземным способом отработки.

Электроприводы вентиляторных установок, подъемных машин, мельниц комплектуются двигателями напряжением 6 кВ.

Остальные электроприводы объектов поверхности комплектуются двигателями напряжением 0,4 кВ с заземленной нейтралью трансформаторов.

Все технологические нагрузки в отношении обеспечения надежности электроснабжения разделяются по категориям.

К потребителям первой категории относятся вентиляторные установки, подъемные машины, лебедки для открытия ляд вентиляционного канала, маслостанции, электрокалориферная, насосы станции пожаротушения, приборы охранно-пожарной сигнализации, аварийное освещение.

К потребителям второй категории относятся технологические конвейеры.

Электроприемники вспомогательных объектов относятся к третьей категории надежности.

Результаты расчетов электрических нагрузок по объектам поверхности приведены в таблице 10.1.

Таблица 10.1 - Результаты расчетов электрических нагрузок по объектам поверхности

Наименование	Установленная мощность, кВт	Расчетная мощность, кВт	Годовой расход электроэнергии МВт·час
1	2	3	4
1 Площадка ствола «Клетевой»			
1.1 Башенный копер 0,4 кВ	812,41	490,22	1435,28
1.1 Башенный копер 6 кВп/м	315	204,75	0,41
1.2 Главная вентиляторная установка 0,4 кВ	1006,08	482,88	2532,42
1.2 Главная вентиляторная установка 6 кВ	2500/2500	2250	17739,0
1.3 Электрическая калориферная	42180,0	29526,0	128827,8
1.5 Насосная станция пожаротушения	169,22	83,88	174,64
1.8 Склад противопожарных материалов	6	5,4	10,64

Окончание таблицы 10.1

1	2	3	4
1.9 КПП	20,45	16,65	80,78
2 Площадка ствола «Вентиляционный»			
2.1 Надшахтное здание	0,354	0,35	3,1
2.2 Главная вентиляторная установка 0,4 кВ	871,94	409,19	2194,76
2.2 Главная вентиляторная установка 6 кВ	1500	1350	10643,4
3 Припортовая площадка			
3.1 Разгрузочная площадка	1689,66	1327,33	9154,31
3.2 БЗК 0,4 кВ	950,8	569,45	3092,1
3.2 БЗК 6 кВ	400	360	3153,6
3.6 Насосная станция пожаротушения	92,3	66,86	135,28
3.8 Очистные сооружения дождевых стоков	104	52	101,712
3.10 Насосная станция повышения давления	28,45	19,92	157,0
3.11 АБК	1982,67	1552,03	7082,65
3.14 Склад противопожарных материалов	6	5,4	10,64
3.15 Перегрузочная площадка ВМ	5,33	3,79	9,24
3.16 Перегрузочная площадка материалов	0,08	0,08	0,27
3.17 КПП	28,15	22,65	95,85
3.18 Склад ГСМ	75,15	60,84	212,54
3.19 Ремонтно-складская база	542,23	339,72	1593,68

Для распределения электроэнергии предусматриваются распределительные устройства напряжением 6 кВ и понизительные трансформаторные подстанции.

Электропитание на припортовую площадку подается по воздушной линии 6 кВ от проектируемой ПС-110/6 кВ.

Прокладка кабелей по площадкам предусмотрена по кабельным эстакадам и в земле в траншеях.

Предусмотрены системы рабочего и аварийного освещения. Напряжение сети рабочего и аварийного освещения – 400/230 В с системой заземления TN-C-S.

Все токопроводящие части электрооборудования, не находящиеся под напряжением в нормальном режиме работы, зануляются.

10.2 Подземные объекты

К основным проектируемым потребителям подземного рудника относятся насосы главного водоотлива горизонтов плюс 260 м, плюс 80 м, участковые насосные горизонтов плюс 20 и минус 130 м, механизмы конвейеров и подъемных шахтных машин, механизмы очистных и добычных работ, механизмы камерных выработок.

Электроприводы насосных главного и участкового водоотлива и подъемных машин комплектуются двигателями напряжением 6 кВ и 0,4 кВ.

Электроприводы механизмов очистных, добычных работ и потребителей камерных выработок комплектуются двигателями напряжением 0,4 кВ.

Все технологические нагрузки в отношении обеспечения надежности электроснабжения разделяются по категориям:

- к потребителям первой категории относятся насосные главных водоотливов и участковых насосных, механизмы подъемных шахтных машин;
- к потребителям второй категории относятся механизмы, используемые на очистных, подготовительных и нарезных работах, механизмы конвейеров;
- электроприемники подземных камерных выработок и вспомогательных объектов относятся к третьей категории надежности.

Расчет электрических нагрузок выполнен в соответствии с «Инструктивными указаниями по проектированию электротехнических промышленных установок», 1991 г. [45], по методу коэффициента использования.

Расчет электрических нагрузок подземного рудника приведен в таблице 10.2.

Таблица 10.2 - Расчет электрических нагрузок подземного рудника

Наименование ЭП	Количество ЭП		Номинальная (установленная) мощность, кВт				Коэффициент исп.	Коэффициент реактивной мощности		Расчетные величины		Эффективное число ЭП	Коэффициент расчетной нагрузки	Расчетная мощность			Расчетный ток	Годовой расход электроэнергии					
			Одного ЭП		Общая																		
	раб. п шт	рез. п шт	P _н min	P _н max	раб. P _н	рез. P _{рез}		Ки	Cos	tg	K _н P _н			K _н P _н tg	Nэ	Kр			P _р , кВт	Q _р , кВар	S _р , кВ·А	I, А	тыс.кВт*ч
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19					
	Проектируемые подземные потребители																						
	Главная насосная станция на горизонте плюс 260 м																						
Потребители 6 кВ																							
Насос ЦНСША 500-880	1	1	2000		2000	2000	0,90	0,85	0,62	1800	1115,54							11826,00					
Потребители 0,4 кВ																							
Кран мостовой электрический грузоподъемностью 16 тонн	1		20		20	0	0,40	0,50	1,73	8	13,86							3,94					
Вентилятор ВМЭ-5	1		15		15	0	0,65	0,80	0,75	9,75	7,31							32,03					
Задвижка ПТ11065-300	2	4	8,5		17	34	0,70	0,75	0,88	11,9	10,49							1,95					
Освещение	1		2		2	0	1,00	1,00	0,00	2	0,00							15,77					
Итого:	5	4	2	20	54	34	0,59	0,71	1,00	31,65	31,66							53,69					
	Главная насосная станция на горизонте плюс 80 м																						
Потребители 0,4 кВ																							
Насос ЦНСША 300-240	2	1	315		630	315	0,90	0,85	0,62	567	351,40							3725,19					
Кран мостовой электрический грузоподъемностью 3,2 тонны	1		6,11		6,11	0	0,40	0,50	1,73	2,444	4,23							1,20					
Вентилятор ВМЭ-5	1		15		15	0	0,65	0,80	0,75	9,75	7,31							32,03					
Задвижка ЗС200.25.4311	4	2	1,7		6,8	3,4	0,70	0,75	0,88	4,76	4,20							0,78					
Освещение	1		2		2	0	1,00	1,00	0,00	2	0,00							15,77					
Итого:	9	3	1,7	315	659,91	318,4	0,89	0,85	0,63	585,95	367,14							3774,97					
	Участковая насосная станция на горизонте плюс 20 м Богатая																						
Потребители 0,4 кВ																							
Насос ЦНСША 180-340	1		250		250	0	0,83	0,75	0,88	207,5	183,00							1363,28					
Кран мостовой электрический грузоподъемностью 3,2 тонны	1		6,11		6,11	0	0,40	0,50	1,73	2,444	4,23							1,20					
Вентилятор ВМЭ-5	1		15		15	0	0,65	0,80	0,75	9,75	7,31							32,03					
Задвижка ЗС150.25.4311	1		0,25		0,25	0	0,70	0,75	0,88	0,175	0,15							0,03					
Освещение	1		2		2	0	1,00	1,00	0,00	2	0,00							15,77					
Итого:	5	0	0,25	250	273,36	0	0,81	0,75	0,88	221,87	194,70							1412,30					
	Участковая насосная станция на горизонте плюс 20 м Баритовая																						
Потребители 0,4 кВ																							
Насос ЦНСША 300-120	1		160		160	0	0,83	0,75	0,88	132,8	117,12							872,50					
Кран мостовой электрический грузоподъемностью 3,2 тонны	1		6,11		6,11	0	0,40	0,50	1,73	2,444	4,23							1,20					
Вентилятор ВМЭ-5	1		15		15	0	0,65	0,80	0,75	9,75	7,31							32,03					
Задвижка ЗС200.16.4311	1		1,7		1,7	0	0,70	0,75	0,88	1,19	1,05							0,20					
Освещение	1		2		2	0	1,00	1,00	0,00	2	0,00							15,77					
Итого:	5	0	1,7	160	184,81	0	0,80	0,75	0,88	148,18	129,71							921,69					
	Участковая насосная станция на подэтаже минус 130 м																						
Потребители 0,4 кВ																							
Насос ЦНСША 180-212	1		160		160	0	0,83	0,75	0,88	132,8	117,12							872,50					

Продолжение таблицы 10.2

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19
Кран мостовой электрический грузоподъемностью 3,2 тонны	1		6,62		6,62	0	0,40	0,50	1,73	2,648	4,59							1,30
Вентилятор ВМЭ-5	1		15		15	0	0,65	0,80	0,75	9,75	7,31							32,03
Задвижка ЗС150.25.4311	1		0,25		0,25	0	0,70	0,75	0,88	0,175	0,15							0,03
Освещение	1		2		2	0	1,00	1,00	0,00	2	0,00							15,77
Итого:	7	3	0,25	160	189,87	7	0,83	0,75	0,89	158,37	141,17							940,63
	Зумпфовая насосная																	
Потребители 0,4 кВ																		
Насос ЦНСША 38-44	1	1	11		11	11	0,83	0,75	0,88	9,13	8,05							59,98
Вентилятор ВМЭ-5	1		15		15	0	0,65	0,80	0,75	9,75	7,31							32,03
Задвижка 30с941нж DN 100, PN 16	1	1	0,25		0,25	0,25	0,70	0,75	0,88	0,175	0,15							0,03
Освещение	1		1		1	0	1,00	1,00	0,00	1	0,00							7,88
Итого:	4	2	0,25	15	27,25	11,25	0,74	0,79	0,77	20,06	15,52							99,93
	Конвейер №1 до отметки +875 м, длина 4460 м																	
Потребители 0,4 кВ																		
Конвейер ленточный, В=1200 мм, L=4460 м	8		315		2520	0	0,80	0,85	0,62	2016	1249,40							13245,12
Магнитный сепаратор ВВ1200-SE745-SC2	1		5,5		5,5	0	0,70	0,75	0,88	3,85	3,40							25,29
Таль электрическая Т 500-511 грузоподъемностью 5 тонн	4		5,87		23,48	0	0,40	0,50	1,73	9,392	16,27							4,63
Таль электрическая Т 630-521 грузоподъемностью 6,3 тонны	1		6,24		6,24	0	0,40	0,50	1,73	2,496	4,32							1,23
Насос ГНОМ 10-10	1		1,1		1,1	0	0,70	0,75	0,88	0,77	0,68							2,02
Освещение					5	0	1,00	1,00	0	5	0							39,42
Итого:	15	0	1,1	315	2561,32	0	0,8	0,85	0,63	2037,51	1274,07							13317,72
	Конвейер №2 длина 350 м																	
Потребители 0,4 кВ																		
Конвейер ленточный, В=1200 мм, L=350 м	4		250		1000	0	0,80	0,85	0,62	800	495,80							5256,00
Магнитный сепаратор ВВ1200-SE745-SC2	1		5,5		5,5	0	0,70	0,75	0,88	3,85	3,40							25,29
Таль электрическая Т 500-521 грузоподъемностью 5 тонн	1		5,87		5,87	0	0,40	0,50	1,73	2,348	4,07							1,16
Таль электрическая Т 500-511 грузоподъемностью 5 тонн	2		5,87		11,74	0	0,40	0,50	1,73	4,696	8,13							2,31
Таль электрическая Т 630-521 грузоподъемностью 6,3 тонны	1		6,24		6,24	0	0,40	0,50	1,73	2,496	4,32							1,23
Насос ГНОМ 10-10	1		1,1		1,1	0	0,70	0,75	0,88	0,77	0,68							2,02
Освещение					2	0	1,00	1,00	0	2,35857143	0							18,59
Итого:	10	0	1,1	250	1032,81	0	0,8	0,85	0,63	816,52	516,39							5306,61
	Конвейер №3 длина 430 м																	
Потребители 0,4 кВ																		
Конвейер ленточный, В=1200 мм, L=430 м	4		250		1000	0	0,80	0,85	0,62	800	495,80							5256,00
Магнитный сепаратор ВВ1200-SE745-SC2	1		5,5		5,5	0	0,70	0,75	0,88	3,85	3,40							25,29
Таль электрическая Т 500-521 грузоподъемностью 5 тонн	1		5,87		5,87	0	0,40	0,50	1,73	2,348	4,07							1,16
Таль электрическая Т 500-511 грузоподъемностью 5 тонн	2		5,87		11,74	0	0,40	0,50	1,73	4,696	8,13							2,31
Таль электрическая Т 630-521 грузоподъемностью 6,3 тонны	1		6,24		6,24	0	0,40	0,50	1,73	2,496	4,32							1,23
Насос ГНОМ 10-10	1		1,1		1,1	0	0,70	0,75	0,88	0,77	0,68							2,02
Освещение					2	0	1,00	1,00	0	2,35857143	0							18,59
Итого:	10	0	1,1	250	1032,81	0	0,8	0,85	0,63	816,52	516,39							5306,61
	Конвейер №4 длина 45 м																	
Потребители 0,4 кВ																		
Конвейер ленточный, В=1200 мм, L=45 м	1		45		45	0	0,80	0,85	0,62	36	22,31							236,52
Магнитный сепаратор ВВ1200-SE745-SC2	1		5,5		5,5	0	0,70	0,75	0,88	3,85	3,40							25,29
Кран мостовой электрический грузоподъемностью 5 тонн	1		9,1		9,1	0	0,40	0,50	1,73	3,64	6,30							1,79
Насос ГНОМ 10-10	1		1,1		1,1	0	0,70	0,75	0,88	0,77	0,68							2,02
Освещение					1	0	1,00	1,00	0	1	0							7,88
Итого:	4	0	1,1	45	61,70	0	0,7	0,81	0,72	45,26	32,69							273,52

Продолжение таблицы 10.2

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19
	Оборудование по горизонтам технологическое. Очистные работы																	
Потребители 0,4 кВ																		
Буровая установка DL321	2		135		270	0	0,50	0,65	1,17	135	157,83							354,78
Буровая установка DL421	4		119		476	0	0,50	0,65	1,17	238	278,25							625,46
Вентилятор ВМЭ-12	9		110		990	0	0,65	0,80	0,75	643,5	482,63							2113,90
Итого:	15	0	110	135	1736	0	0,59	0,74	0,90	1016,50	918,71							3094,14
	Оборудование по горизонтам технологическое. Горно-проходческое оборудование																	
Потребители 0,4 кВ																		
Буровая установка Sandvik DD321	3		135		405	0	0,50	0,65	1,17	202,5	236,75							399,13
Анкероустановщик Sandvik DS411	1		70		70	0	0,50	0,65	1,17	35	40,92							91,98
Анкероустановщик Sandvik DS421	1		55		55	0	0,50	0,65	1,17	27,5	32,15							72,27
Установка Robbins 73 RM	1		335		335	0	0,50	0,65	1,17	167,5	195,83							330,14
Комперсор ДЭН 55	1		55		55	0	0,75	0,75	0,88	41,25	36,38							216,81
Комперсор ДЭН 30	1		30		30	0	0,75	0,75	0,88	22,5	19,84							118,26
Вентилятор ВМЭ-12	3		110		330	0	0,65	0,80	0,75	214,5	160,88							704,63
Итого:	11	0	30	335	1280	0	0,56	0,70	1,02	710,75	722,75							1933,22
	Оборудование по горизонтам технологическое. Вспомогательные работы																	
Потребители 0,4 кВ																		
Комперсор ДЭН 11	4		11		44	0	0,75	0,75	0,88	33	29,10							173,45
	Горизонт плюс 350 м																	
Потребители 6 кВ																		
Машина подъемная шахтная	1		1500		1500	0	0,90	0,85	0,62	1350	836,65							8869,50
Потребители 0,4 кВ																		
Машина подъемная шахтная	1		315		315	0	0,90	0,85	0,62	283,5	175,70							1862,60
Освещение горизонта					1		1,00	1,00		1								7,88
Итого:	1	0	315	315	316	0	0,90	0,85	0,62	284,50	175,70							1870,48
	Горизонт плюс 320 м																	
Потребители 0,4 кВ																		
Камера ожидания	4				3,55		0,40	0,75	0,88	1,42	1,25							9,33
Камера шлюзовых дверей (2 шт.)	4				4,4		0,40	0,75	0,88	1,76	1,55							2,31
Инструментальная кладовая	4				3,2		0,40	0,75	0,88	1,28	1,13							5,89
Камера разгрузки (2 шт.)	4				60		0,40	0,75	0,88	24,00	21,17							157,68
Мех. востающий №1 с +320 м. +80 м	1				22		0,20	0,65	1,17	4,40	5,14							14,45
Лебедка ЛМ-5 (ВЗВ №1)	1		18		18	0	0,60	0,65	1,17	10,8	12,63							21,29
Освещение горизонта					8		1,00	1,00		8								63,07
Итого:	18	0	18	18	119,15	0	0,43	0,77	0,83	51,66	42,87							274,02
	Подэтаж плюс 290 м																	
Камера разгрузки	2				30		0,40	0,75	0,88	12,00	10,58							78,84
Освещение					1		1,00	1,00		1								7,88
Итого:	2	0	0	0	31	0	0,42	0,78	0,81	13,00	10,58							86,72
	Горизонт плюс 260 м																	
Потребители 0,4 кВ																		
Камера ожидания	4				3,55		0,40	0,75	0,88	1,42	1,25							9,33
Инструментальная кладовая	4				3,2		0,40	0,75	0,88	1,28	1,13							5,89
Пункт обслуживания зарядной техники	7				50,82		0,70	0,75	0,88	35,57	31,37							163,60
Камера погрузки на конвейер (2 шт.)	8				60		0,40	0,75	0,88	24,00	21,17							63,07
Освещение горизонта					4		1,00	1,00		4								31,54
Итого:	23	0			121,57	0	0,55	0,77	0,83	66,27	54,92							273,43
	Подэтаж плюс 230 м																	
Камера шлюзовых дверей	2				2,2		0,40	0,75	0,88	0,88	0,78							1,16
Освещение					1		1,00	1,00		1								7,88
Итого:	2	0	0	0	3,2	0	0,59	0,92	0,41	1,88	0,78							9,04

Продолжение таблицы 10.2

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19
	Горизонт плюс 200 м																	
Потребители 0,4 кВ																		
Камера ожидания	4				3,55		0,40	0,75	0,88	1,42	1,25							9,33
Камера шлюзовых дверей	2				2,2		0,40	0,75	0,88	0,88	0,78							1,16
Инструментальная кладовая	4				3,2		0,40	0,75	0,88	1,28	1,13							5,89
Освещение горизонта					6		1,00	1,00		6								47,30
Итого:	10	0			14,95	0	0,64	0,95	0,33	9,58	3,16							63,68
	Подэтаж плюс 170 м																	
Освещение					1		1,00	1,00		1								7,88
Итого:	0	0	0	0	1	0	1,00	1,00	0,00	1,00	0,00							7,88
	Горизонт плюс 140 м																	
Потребители 0,4 кВ																		
Камера ожидания	4				3,55		0,40	0,75	0,88	1,42	1,25							9,33
Камера шлюзовых дверей	2				2,2		0,40	0,75	0,88	0,88	0,78							1,16
Инструментальная кладовая	4				3,2		0,40	0,75	0,88	1,28	1,13							5,89
Камера тех обслуживания и мойки	17				129		0,40	0,75	0,88	51,60	45,51							135,60
Освещение горизонта					6		1,00	1,00		6								47,30
Итого:	27	0			143,95	0	0,43	0,78	0,80	61,18	48,66							199,28
	Подэтаж плюс 110 м																	
Камера шлюзовых дверей	2				2,2		0,40	0,75	0,88	0,88	0,78							1,16
Инструментальная кладовая	4				3,2		0,40	0,75	0,88	1,28	1,13							5,89
Освещение					2		1,00	1,00		2								15,77
Итого:	6	0	0	0	7,4	0	0,56	0,91	0,46	4,16	1,90							22,81
	Горизонт плюс 80 м																	
Потребители 0,4 кВ																		
Камера ожидания	4				3,55		0,40	0,75	0,88	1,42	1,25							9,33
Камера шлюзовых дверей	2				2,2		0,40	0,75	0,88	0,88	0,78							1,16
Инструментальная кладовая	4				3,2		0,40	0,75	0,88	1,28	1,13							5,89
Камера погрузки в самосвал	4				30		0,40	0,75	0,88	12,00	10,58							31,54
Освещение горизонта					8		1,00	1,00		8								63,07
Итого:	14	0			46,95	0	0,50	0,86	0,58	23,58	13,74							110,98
	Горизонт плюс 50 м																	
Потребители 0,4 кВ																		
Камера шлюзовых дверей (2 шт.)	4				4,4		0,40	0,75	0,88	1,76	1,55							2,31
Склад ГСМ и пункт заправки СО	3				8,45		0,40	0,75	0,88	3,38	2,98							15,54
Камера ожидания	4				3,55		0,40	0,75	0,88	1,42	1,25							9,33
Инструментальная кладовая	4				3,2		0,40	0,75	0,88	1,28	1,13							5,89
Пункт обслуживания зарядной техники	7				50,82		0,70	0,75	0,88	35,57	31,37							163,60
Камера дробления	7				221,9		0,70	0,75	0,88	155,33	136,99							918,47
Освещение горизонта					8		1,00	1,00		8								63,07
Итого:	29	0			300,32	0	0,69	0,76	0,85	206,74	175,28							1178,22
	Горизонт плюс 20 м																	
Потребители 0,4 кВ																		
Камера ожидания	4				3,55		0,40	0,75	0,88	1,42	1,25							9,33
Камера шлюзовых дверей	2				2,2		0,40	0,75	0,88	0,88	0,78							1,16
Инструментальная кладовая	4				3,2		0,40	0,75	0,88	1,28	1,13							5,89
Камера дозатора	2				22		0,40	0,75	0,88	8,80	7,76							57,82
Камера погрузки на конвейер	4				30		0,40	0,75	0,88	12,00	10,58							31,54
Освещение горизонта					6		1,00	1,00		6								47,30
Итого:	16	0			66,95	0	0,45	0,82	0,71	30,38	21,50							153,03

Окончание таблицы 10.2

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19
	Подэтаж минус 10 м																	
Потребители 0,4 кВ																		
Камера шлюзовых дверей	2				2,2		0,40	0,75	0,88	0,88	0,78							1,16
Освещение					2		1,00	1,00		2								15,77
Итого:	2	0			4,20	0	0,69	0,97	0,27	2,88	0,78							16,92
	Подэтаж минус 40 м																	
Освещение					1		1,00	1,00		1								7,88
Итого:	0	0	0	0	1	0	1,00	1,00	0,00	1,00	0,00							7,88
	Подэтаж минус 70 м																	
Потребители 0,4 кВ																		
Инструментальная кладовая	4				3,2		0,40	0,75	0,88	1,28	1,13							5,89
Освещение горизонта					1		1,00	1,00		1								7,88
Итого:	4	0			4,20	0	0,54	0,90	0,50	2,28	1,13							13,77
	Подэтаж минус 100 м																	
Освещение					1		1,00	1,00		1								7,88
Итого:	0	0	0	0	1	0	1,00	1,00	0,00	1,00	0,00							7,88
	Подэтаж минус 130 м																	
Потребители 0,4 кВ																		
Освещение					1		1,00	1,00		1								7,88
Итого:	0	0			1,00	0	1,00	1,00	0,00	1,00	0,00							7,88
	Транспортный съезд №1																	
Потребители 0,4 кВ																		
Освещение					3		1,00	1,00		3								23,65
Итого:	0	0			3,00	0	1,00	1,00	0,00	3,00	0,00							23,65
	Транспортный съезд №2																	
Потребители 0,4 кВ																		
Освещение					5		1,00	1,00		5								39,42
Итого:	0	0			5,00	0	1,00	1,00	0,00	5,00	0,00							39,42
	Транспортный съезд №3																	
Потребители 0,4 кВ																		
Камера погрузки в самосвал	4				30		0,40	0,75	0,88	12,00	10,58							31,54
Освещение					2		1,00	1,00		2								15,77
Итого:	4	0			32,00	0	0,44	0,80	0,76	14,00	10,58							47,30
	Транспортный съезд №4																	
Потребители 0,4 кВ																		
Освещение горизонта					3		1,00	1,00		3								23,65
Итого:	0	0			3,00	0	1,00	1,00	0,00	3,00	0,00							23,65
Всего по подземному руднику	264	13			13865	2371	0,76	0,82	0,70	10579	7404	-	0,9	9521,3	6663,4	11621,4	1065,0	61742
Потери в трансформаторах										416,20	2081,00							
Потери в сетях										211,58								
Итого:										627,78	2081,00							4949,46
Всего по подземному руднику																		
с потерями	264	13			13864,7	2370,7	0,81	0,76	0,85	11207,0	9484,8	-	0,9	10086,3	8536,3	13213,7	1210,9	66691,4

Электроснабжение подземных потребителей осуществляется на напряжении 6 кВ от проектируемой подстанции ПС 110/6 кВ от площадки ствола «Клетевой».

Трасса вводных кабельных линий от площадки ствола «Клетевой» проходит по поверхности, вертикально по стволу до горизонта плюс 320 м и далее по горизонтальным и вертикальным выработкам к центральной подземной подстанции (ЦПП) 6 кВ горизонта плюс 260 м.

Схема электроснабжения рудника приведена в комплекте чертежей 484.23-ЭС.

К ЦПП-6 кВ горизонта плюс 260 м предусмотрено подключение:

- насосов главного водоотлива через высоковольтные устройства плавного пуска в рудничном исполнении УППВ-РН-6 кВ;
- участковых подземных подстанций (УПП) горизонтов плюс 260 м и плюс 140 м;
- участковой подземной распределительной подстанции (УРПП) горизонта плюс 350 м для питания механизмов подъемных шахтных машин;
- центральной подземной подстанции (ЦПП) 6 кВ горизонта плюс 80 м;
- передвижных участковых подземных подстанций (ПУПП) для питания механизмов очистных и горно-подготовительных нарезных работ;

К ЦПП-6 кВ горизонта плюс 80 м предусмотрено подключение:

- насосов главного водоотлива;
- участковых подземных распределительных подстанций (УРПП) участковых водоотливов;
- участковой подземной подстанции (УПП) при камере дробления горизонта плюс 50 м;
- передвижных участковых подземных подстанций (ПУПП) для питания механизмов очистных и горно-подготовительных нарезных работ;

Все распределительные подстанции комплектуются двухсекционными распределительными устройствами, состоящими из ячеек КРУ-РН-6 в рудничном нормальном исполнении.

На горизонтах для проходческих и очистных работ предусмотрена установка передвижных участковых подземных подстанций (ПУПП), которые по мере отработки участков передвигаются на нижележащие горизонты.

В горных выработках, для перераспределения электроэнергии, используются рудничные автоматические выключатели типа ВР, а также общепромышленного исполнения распределительные пункты со степенью защиты не менее IP54. В качестве пусковой аппаратуры применяются рудничные пускатели типа ПР, для реверсивных двигателей и двигателей малой

мощности, устанавливаемых в камерах, применяются магнитные пускатели общепромышленного исполнения со степенью защиты IP54.

Нормы освещенности горных выработок и камер подземного рудника приняты в соответствии с правилами обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы (ПОПБ).

Освещение горизонтальных горных выработок, камер, восстающих, транспортного и конвейерных уклонов выполняется рудничными светильниками со светодиодными сменными блоками. Питание рабочего освещения на напряжении 127 В выполняется от комплектных рудничных агрегатов АОШ-2,5-3ф-380/127-УХЛ5. Осветительная сеть предусматривается кабелем марки АВВГнг.

Система электроснабжения рудника выполнена таким образом, что в условиях аварийных режимов она способна обеспечить полную (с частичным ограничением) нагрузку подземных объектов. При этом возможны кратковременные перерывы питания электроприемников III и, частично, II категорий.

Потребители электроэнергии обеспечиваются питанием от двух независимых взаимно резервируемых источников питания по двум кабельным линиям 6 кВ.

Схема распределения энергии выполнена так, что все ее элементы постоянно находятся под нагрузкой и при выходе из строя одного из элементов, оставшиеся в работе принимают на себя его нагрузку путем перераспределения ее между собой.

Для обеспечения требуемого уровня надежности схемы электроснабжения приняты следующие решения:

- распределительные подстанции - двухсекционные, запитаны двумя линиями от двух систем шин;

- мощность силовых трансформаторов и пропускная способность линий выбраны таким образом, что при выходе из работы одного элемента, оставшийся в работе элемент, с учетом допустимых перегрузок, обеспечивает всю нагрузку I категории и нагрузку II категории, которая необходима для продолжения работы;

- секционный выключатель снабжен устройством АВР;

- в КРУ-РН 6 кВ применено оборудование с выкатными коммутационными аппаратами.

Счетчики расчетного учета устанавливаются на вводах и на отходящих линиях 6 кВ РУ, а при необходимости – и на выводах 0,4 кВ КТП-РН.

Измерение тока предусмотрено на каждом присоединении 6 кВ, а напряжения – на каждой секции шин РУ.

Служба эксплуатации электроустановок представлена цехом сетей и подстанций (служба энергохозяйства), который обслуживает первичные сети 6 кВ, релейную защиту и контур заземления. Сторону 0,4 кВ обслуживает эксплуатационный персонал.

Компоновка электрооборудования, конструктивное исполнение его, монтаж токоведущих частей, ошиновка и установка изоляторов, несущие конструкции, изоляционные и другие минимальные расстояния выбраны таким образом, чтобы обеспечивалось безопасное обслуживание оборудования в нормальном режиме работы электроустановок, удобное наблюдение за указателями положения выключателей и др.

Для обеспечения безопасности обслуживающего персонала от поражения электрическим током предусматривается защита от прямого и косвенного прикосновения, а также от статического электричества.

Защита от прямого прикосновения обеспечивается применением изолированных проводов и кабелей, защитных кожухов и оболочек оборудования, установкой электрооборудования в щитах станций управления, шкафах управления, распределительных пунктах и местных пультах управления.

Защита от косвенного прикосновения в электроустановках обеспечивается системой заземления. Сети приняты с системой заземления IT (изолированная нейтраль).

В подземных выработках сеть заземления представляет собой общую сеть, состоящую из главных и местных заземлителей, металлических оболочек и четвертых жил кабелей, а также контуров из стальной полосы.

Главные заземлители располагаются в зумпфах шахт и водосборниках главных водоотливов, местные - у каждого осветительного и силового пунктов в водоотводных канавах.

Общее переходное сопротивление заземляющего устройства, измеренное как у наиболее удаленных от зумпфа заземлителей, так и остальных заземлителей, не должно превышать 2 Ом.

Все отходящие линии 6 кВ оборудуются максимальной токовой защитой и защитой от замыкания на землю.

В сетях 380 и 127 В подземного рудника предусматривается защитное отключение от утечек тока на землю.

Все кабели приняты в негорючих оболочках и с покровами, не распространяющими горение. Для обеспечения пожарной безопасности все силовые, осветительные трансформаторы, выключатели в камерах распределительных устройств 6 кВ приняты сухими, исключающими возникновение возгораний.

11 АВТОМАТИЗАЦИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ И ИНЖЕНЕРНЫХ СИСТЕМ

Автоматизация технологических процессов и инженерных систем выполнена в соответствии с технологическими решениями, с учетом требований действующих норм и правил Республики Казахстан и технической документацией заводов-изготовителей.

Автоматизация подземных объектов рудника включает в себя:

- подъемные машины слепого ствола «Скипо-Клетевой»;
- камеру дробления;
- дозаторную с конвейером;
- камеры разгрузки;
- камеры погрузки;
- конвейерный наклонный ствол выдачи руды и породы на поверхность;
- главный водоотлив;
- участковый водоотлив;
- зумпфовую насосную;
- двери вентиляционные шлюзовые;
- СЦБ на подземном транспорте.

Схема автоматизации объектов приведена в комплекте чертежей 484.23-АК (см. том 484.23/1.2-ПГР).

Автоматизация объектов поверхности на Новоленинском месторождении включает в себя объекты, приведенные в таблице 11.1.

Таблица 11.1 – Объекты автоматизации

Площадка ствола «Клетевой»	Площадка ствола «Вентиляционный»	Припортовая площадка	Сооружения водоснабжения и канализации
Башенный коппер: - клетевая подъемная машина - главная вентиляторная установка - электрическая калориферная - КПП	- надшахтное здание - главная вентиляторная установка	- БЗК - АБК - КПП - склад ГСМ	

Автоматизация подземных объектов

Ствол «Скипо-Клетевой» предусматривается оснастить скиповой и клетевой подъемными машинами, управление которыми осуществляется автоматизированной системой управления АСУ, выполненной на базе программно-технического комплекса и на оборудовании, входящими в комплект поставки подъемных машин.

Система управления подъемными установками:

- снабжает оператора (машиниста подъемной установки) непрерывной информацией о работе оборудования;
- вырабатывает предупредительные сигналы либо останавливает подъемник автоматически в случае возникновения нештатных ситуаций;
- предоставляет оператору детальную информацию о состоянии системы, что позволяет оператору оптимально управлять оборудованием;
- предусматривает все виды защит электропривода и блокировок, исключая аварийные состояния;
- осуществляет сигнализацию о рабочих и аварийных состояниях оборудования.

В клетевом подъеме система защиты и контроля работы подъемной машины (во всех режимах) включает в себя:

- контроль положения подъемных сосудов в стволе и на приемной площадке;
- контроль положения посадочных механизмов, с блокировкой их выдвижения в режимах «негабарит» и «ревизия», а также при отсутствии клетки на горизонте. В режимах «негабарит» и «ревизия» при выдвижении посадочных механизмов – подъем блокирован. При несанкционированном выдвижении посадочных механизмов во время движения клетки – останов;
- контроль положения предохранительных дверей ствола и блокировку, не допускающую открывания дверей при отсутствии клетки на приемной площадке. Открытие предохранительных дверей при остановленном подъеме блокирует подъем, во время движения – включение сигнальной лампы «стоп» на пульте машиниста подъема, а после остановки осуществляет блокировку пуска.

Шахтно-стволовая сигнализация предназначена для передачи речи, тональной сигнализации и данных в стволе «Скипо-Клетевой».

Аппаратура стволовой системы расположена в помещении оператора подъема, на приемных площадках и на горизонтах.

Шахтно-стволовая сигнализация предусматривает:

- прямую телефонную связь;

- производственную громкоговорящую связь;
- системы приема-передачи данных.

Основными функциями, выполняемыми шахтно-стволовой сигнализацией, являются:

- двусторонняя аварийная и рабочая сигнализация между машинистом подъема и находящимися в сосуде людьми;
- подача сигналов от стволового к рукоятчику и от рукоятчика к оператору подъема;
- обеспечение ремонтной сигнализацией при осмотре и ремонте ствола;
- подача сигнала «Стоп» с горизонта непосредственно оператору подъема;
- запрет одновременной подачи сигналов из клетки и с приемной площадки;
- запрет передачи сигналов с горизонта непосредственно оператору подъема, минуя рукоятчика;
- производственная громкоговорящая связь и прямая телефонная связь между оператором подъемной машины и рукоятчиком, а также между рукоятчиком и стволовым.

При ревизии стволов предусматривается использование тросовой сигнализации.

Схема управления дробильно-перепускным комплексом предусматривает работу дробилки, сблокированную с работой питателя, вентилятора пылеудаления и с уровнем в рудоспуске.

Рудовыдачный комплекс состоит из следующих объектов:

- камеры погрузки на конвейер № 4 с вибропитателем;
- конвейера ленточного;
- дозаторной.

Управление механизмами комплекса предусматривается в местном (ремонтном) и автоматическом режимах.

Автоматическая система управления предусматривает следующие блокировки:

- запуск механизмов возможен только после подачи звукового предупредительного сигнала, при наличии руды в рудоспуске и включенной системы пылеудаления;
- запуск производится навстречу движению материала;
- остановка производится по ходу движения материала;
- аварийная остановка конвейера возможна с любого места.
- при сходе и порезе конвейерной ленты;
- автоматическое отключение конвейера при забутовке мест во время погрузки;
- при срабатывании датчиков контроля укрытия и ограждений натяжных барабанных устройств.

Работа конвейеров заблокирована с работой вибропитателя загрузки конвейера и механизмов дозатора.

Контроль дозировки загружаемой руды в дозаторы осуществляется по весу с контролем по объему.

Конвейерный наклонный ствол предусматривается для выдачи руды и породы на поверхность и оснащен поточно-транспортной конвейерной системой (ПТКС) в составе: конвейер № 1; конвейер № 2 и конвейер № 3.

Управление ПТКС предусматривается автоматизированной системой управления поточно-транспортной конвейерной системой (АСУ-ПТКС), поставляемой комплектно с конвейерами.

АСУ-ПТКС предусматривает следующие блокировки:

- запуск механизмов возможен только после подачи звукового предупредительного сигнала, и включенной системы пылеудаления в местах перегрузки с конвейера на конвейер;
- запуск производится навстречу движению материала;
- остановка производится по ходу движения материала;
- аварийная остановка конвейера возможна из любого места.
- при сходе и порезе конвейерной ленты;
- автоматическое отключение конвейера при забутовке мест погрузки;
- при срабатывании датчиков контроля укрытия и ограждений натяжных барабанных устройств.

Работа конвейеров заблокирована с работой вибропитателей загрузки конвейеров.

Схемы автоматизации приведены в комплекте чертежей 484.23-АК (см. том 484.23/1.2-ПГР).

В камерах разгрузки ПДМ предусматривается:

- управление вентилем орошения;
- управление вентилятором проветривания.

Управление механизмами предусматривается в местном (ремонтном) и автоматическом режимах. Местное управление осуществляется кнопками, расположенными непосредственно возле механизмов. Автоматическое управление предусматривается от реле пуска.

В камерах погрузки руды и породы в самосвал и в камерах погрузки на конвейер предусматривается вибропитателем ПВУ-4-1,6-2. Управление осуществляется со щита местного управления. Вибропитатель включается в работу после открытия ляды и вентили орошения, предусмотренного для пылеподавления.

Управление насосными агрегатами системы водоотлива предусматривается осуществить с помощью автоматизированной системы управления водоотливом АСУВ.

Система предусматривает:

- работу насосов в местном и автоматическом режимах;
- автоматическое управление насосами от уровней воды в водосборнике;
- автоматический ввод резервного насоса при выходе из строя рабочего;
- автоматический ввод резервного насоса при достижении аварийного уровня;
- все необходимые виды защит и блокировок;
- контроль уровня воды в водосборнике;
- контроль производительности и давления каждого насосного агрегата;
- контроль готовности насосных агрегатов к пуску;
- передачу командных и контролируемых сигналов работы главных водоотливов диспетчеру рудника.

Управление насосами зумпфовой насосной ствола «Скипо-Клетевой» предусматривается в местном (ремонтном) и автоматическом режимах. Местное управление осуществляется кнопками, расположенными непосредственно возле механизмов. Автоматическое управление предусматривается от уровня воды в зумпфе.

При неисправности рабочего насоса и при аварийном уровне автоматически включается в работу резервный насос. Насосы работают до полной откачки воды из зумпфа, что контролируется электродным датчиком нижнего уровня.

Предусматривается контроль давления воды в напорных патрубках насосов.

Управление дверями вентиляционными шлюзовыми предусматривается в местном и автоматическом режимах.

Схема управления предусматривает:

- блокировку, которая исключает одновременное открывание обеих дверей шлюза;
- контроль закрытия дверей;
- местное управление кнопками, расположенными у дверей;
- автоматическое управление от датчиков направленного действия и конечных выключателей.

Для управления потоками самоходного транспорта и обеспечения безопасности движения на горизонтах плюс 260 м, плюс 80 м, плюс 50 м и транспортных съездах № 1, № 2, № 3, № 4 предусматривается система светофорного регулирования, обеспечивающая:

- автоматическое открытие разрешающего показания светофора при наличии запроса с предшествующего по ходу движения участка, свободном блок-участке и отсутствии запроса на враждебный сигнал;
- сигнализацию принятия запроса и сохранение его до открытия разрешающего показания после освобождения занятого блок-участка;
- автоматическое переключение разрешающего показания на запрещающее при выходе машины за светофор;
- автоматическую разделку маршрута после освобождения блок-участка;
- невозможность задания враждебных маршрутов;
- очередность задания (предпочтение) маршрута при нескольких запрошенных маршрутах.

В качестве датчиков запроса маршрута, перемены сигналов светофоров и датчиков отбоя предусматривается использование считывателей с выносной антенной, которые определяют наличие транспорта, направление его движения и идентифицируют метку, установленную на транспорте.

Автоматизация объектов поверхности.

В башенном копре ствола «Клетевой» предусматривается подъемная машина, управление которой осуществляется автоматизированной системой управления АСУ, выполненной на базе программно-технического комплекса и на оборудовании, входящими в комплект поставки подъемной машины.

Система управления подъемной машиной:

- снабжает оператора (машиниста подъемной установки) непрерывной информацией о работе оборудования;
- вырабатывает предупредительные сигналы либо останавливает подъемник автоматически в случае возникновения нештатных ситуаций;
- предоставляет оператору детальную информацию о состоянии системы, что позволяет оператору оптимально управлять оборудованием;
- предусматривает все виды защит электропривода и блокировок, исключая аварийные состояния;
- осуществляет сигнализацию о рабочих и аварийных состояниях оборудования.

В клетевом подъеме система защиты и контроля подъемной машины (во всех режимах) включает в себя:

- контроль положения подъемных сосудов в стволе и на приемной площадке;

– контроль положения посадочных механизмов, с блокировкой их выдвижения в режимах «негабарит» и «ревизия», а также при отсутствии клетки на горизонте. В режимах «негабарит» и «ревизия» при выдвижении посадочных механизмов – подъем блокирован. При несанкционированном выдвижении посадочных механизмов во время движения клетки – останов;

– контроль положения предохранительных дверей ствола и блокировку, не допускающую открывания дверей при отсутствии клетки на приемной площадке. Открытие предохранительных дверей при остановленном подъеме блокирует подъем, во время движения – включение сигнальной лампы «стоп» на пульте машиниста подъема, а после остановки осуществляет блокировку пуска.

Шахтно-стволовая сигнализация, связи и управления предназначена для передачи речи, тональной сигнализации и данных в стволе «Клетевой».

Аппаратура стволовой системы расположена в помещении оператора подъема, на приемных площадках и на горизонтах.

Шахтно-стволовая сигнализация предусматривает:

- прямую телефонную связь;
- производственную громкоговорящую связь;
- системы приема-передачи данных.

Основными функциями, выполняемыми шахтно-стволовой сигнализацией, являются:

- двусторонняя аварийная и рабочая сигнализация между машинистом подъема и находящимися в сосуда людьми;
- подачи сигналов от стволового к рукоятчику и от рукоятчика к оператору подъема;
- обеспечение ремонтной сигнализацией при осмотре и ремонте ствола;
- подачи сигнала «Стоп» с горизонта непосредственно оператору подъема;
- запрет одновременной подачи сигналов из клетки и с приемной площадки;
- запрет передачи сигналов с горизонта непосредственно оператору подъема, минуя рукоятчика;

– производственная громкоговорящая связь и прямая телефонная связь между оператором подъемной машины и рукоятчиком, а также между рукоятчиком и стволовым.

При ревизии стволов предусматривается использование тросовой сигнализации.

Для проветривания горных выработок предусматриваются главные вентиляторные установки. Управление вентиляторами выполняется «Автоматизированной системой управления АСУ», выполненной на базе программно-технического комплекса и на оборудовании, входящими в комплект поставки вентиляторов.

Система АСУ предусматривает:

- контроль разгона, депрессии и производительности вентиляторов;
- автоматическое, местное и дистанционное управление;
- контроль и управление с пульта оператора и с автоматизированного рабочего места (АРМ) диспетчера;
- отображение текущего состояния агрегатов и параметров технологических процессов на АРМ диспетчера;
- предусматривает все виды защит электропривода и блокировок, исключающие аварийные состояния;
- осуществляет сигнализацию о рабочих и аварийных состояниях оборудования;
- архивирование информации и вывод ее по требованию на экраны мониторов оператора и диспетчера;
- надежную работу без постоянного присутствия персонала.

Для электрической калориферной площадки ствола «Клетевой» предусмотрен локальный объем автоматизации, включающий в себя блочно-модульное здание, систему управления калориферной с полным набором средств КИПиА, средств сбора, обработки информации и передачи данных.

В холодное время года работа калориферной установки заблокирована с работой главной вентиляторной установки:

- запуск и работа калориферной установки возможна только с одновременным запуском и работой главной вентиляторной установки;
- при реверсе вентиляторов главного проветривания ГВУ происходит автоматическое отключение калориферной установки.

Для надшахтного здания ствола «Вентиляционный» предусматривается автоматизация систем отопления, включающая в себя поддержание температуры воздуха в технологических помещениях.

Для склада ГСМ предусмотрен контроль и управление процессом хранения, слива/налива ГСМ с обеспечением противоаварийных защит и технологических блокировок.

Управление механизмами выполнено в местном и дистанционном режимах. Местное управление осуществляется кнопками, расположенными непосредственно возле механизмов. Дистанционное управление предусмотрено со шкафа управления, расположенного в операторной.

Для БЗК предусмотрен контроль и управление процессом получения сцементированной пастообразной массы и подачи смеси на закладку выработанного пространства с обеспечением технологических блокировок.

Управление механизмами выполнено в местном, автоматическом и дистанционном режимах. Местное управление осуществляется кнопками, расположенными непосредственно возле механизмов. Дистанционное управление предусмотрено со шкафа управления, расположенного в операторной.

В АБК предусматривается управление приточными системами, вытяжными вентиляторами, нагревательными элементами. Предусматривается автоматическое отключение всей вентиляции при возникновении пожара.

В КПП площадки ствола «Клетевой» и припортальной площадке предусматривается автоматизация систем отопления, включающая в себя поддержание температуры воздуха в помещениях.

Для насосной станции пожаротушения с противопожарными резервуарами предусмотрена автоматизация, обеспечивающая постоянное поддержание уровня воды в противопожарных резервуарах с блокированной работой задвижек на подводящих трубопроводах по уровню и от сигнала включения пожарных насосов. Дистанционное управление насосами пожаротушения осуществляется от кнопок, установленных у пожарных кранов проектируемых объектов.

Для установки повышения давления и очистных сооружений дождевых стоков предусматриваются автоматизированные системы управления (АСУ), выполненные заводом-изготовителем и поставляемые комплектно с оборудованием.

12 СВЯЗЬ И СИГНАЛИЗАЦИЯ

Планом горных работ предусмотрено оснащение проектируемых подземных выработок и объектов поверхности следующими видами связи:

- административно-хозяйственная телефонная связь (с установкой мини-АТС в здании АБК);
- локально-вычислительная сеть (с ядром сети в здании АБК);
- система подземной радиосвязи (установка базового оборудования в башенном копре);
- система позиционирования персонала и техники в подземных выработках;
- системы автоматической пожарной сигнализации и автоматического пожаротушения на объектах поверхности и в подземных выработках;
- система охранной сигнализации и СКУД (центральный пульт в здании КПП);
- технологическое и охранное видеонаблюдение;
- линии ВОЛС между производственными площадками и в подземных выработках.

13 ТЕПЛОСНАБЖЕНИЕ

Потребителями тепловой энергии рудника являются:

- башенный копер ствола «Клетевой» (поз. 1.1);
- главная вентиляторная установка (поз. 1.2);
- насосная станция пожаротушения (поз. 1.5);
- КПП (поз. 1.9);
- главная вентиляторная установка (поз. 2.2);
- бетоносмесительный цех (поз. 3.2);
- насосная станция пожаротушения (поз. 3.6);
- административно-бытовой комплекс (поз. 3.11);
- КПП (поз. 3.17);
- склад ГСМ (поз. 3.18);
- ремонтно-складская база (поз. 3.19).

Для башенного копра, бетоносмесительного цеха, АБК и ремонтно-складской базы источником теплоснабжения служат электрические индукционные узлы нагрева с теплоносителем – горячей водой с температурным перепадом 105/70 °С. Система горячего водоснабжения присоединяется по закрытой схеме.

В качестве источника теплоснабжения для систем отопления, вентиляции остальных проектируемых зданий принята электроэнергия.

14 ПРОМЫШЛЕННАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ

План горных работ составлен с учетом требований промышленной безопасности. Разработка месторождения должна осуществляться строго в соответствии с действующими Правилами обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы.

Планирование и проведение мероприятий по предупреждению и ликвидации аварий.

Под руководством технического руководителя на руднике разрабатывается план предупреждения и ликвидации аварий (ПЛА), в котором предусматривается проведение первоочередных мер по вывозу людей из угрожающих участков, а также мер по быстрой ликвидации последствий аварий и восстановлению нормальной работы предприятия.

При получении сообщения об аварии в шахте диспетчер рудника информирует технического руководителя, который немедленно должен прибыть на рудник. До его приезда функции ответственного возлагаются на диспетчера, который принимает меры, предусмотренные планом ликвидации аварии, вызывает аварийно-спасательную службу (АСС), оповещает всех людей, находящихся в шахте по системе позиционирования

Технический руководитель совместно с прибывшим командиром подразделения АСС уточняет план работ по спасению людей и ликвидации аварии, выдает командиру АСС письменное задание, предусматривающее меры:

- по спасению людей, застигнутых аварией, которым может угрожать опасность;
- по предупреждению проникновения продуктов горения на остальные участки;
- первоначальные мероприятия по тушению пожара.

В обязанности руководителя работ по ликвидации аварии входит:

- немедленное выполнение мероприятий, предусмотренных оперативной частью плана ликвидации аварий;
- нахождение постоянно на командном пункте ликвидации аварий;
- выявление числа рабочих, застигнутых аварией, и ведет учет, выехавших из шахты;
- руководство работами, согласно плану ликвидации аварий;
- принятие информации о ходе спасательных работ;
- ведение оперативного журнала;
- осуществление контроля за своевременным принятием мер по спасению людей;
- организация врачебной помощи пострадавшим;
- слежение за исправностью электромеханического оборудования;

- проверка, вызвана ли пожарная команда (в случае пожара на объектах поверхности);
- обеспечение транспортом в достаточном количестве;
- организация доставки необходимого оборудования и материалов для ликвидации аварии.

Разрабатываются мероприятия, приводящие к быстрой ликвидации последствий аварий и восстановлению нормальной работы предприятия.

При отработке месторождений подземным способом, возможны следующие виды аварий:

- обрушение горной массы;
- аварийная остановка вентилятора главного проветривания (ГВУ);
- пожар в шахте.

Обрушение горной массы.

Лица, обнаружившие обрушение горной массы, сообщают об этом диспетчеру рудника и лицу технического надзора (горному мастеру).

Если в зону обрушения попали люди, принимаются меры по их спасению в соответствии с ПЛА.

Аварийная остановка вентилятора главного проветривания.

В соответствии с требованиями правил промышленной безопасности, при аварийной остановке ГВУ более 30 минут, диспетчер рудника по системе позиционирования подаёт сигналы и люди выводятся из всех горных выработок в выработки со свежей струёй. Возобновление работ допускается после проветривания и обследования состояния рудничной атмосферы в очистных и тупиковых выработках лицами контроля.

При аварийной остановке ГВУ более двух часов, персонал выводится из шахты на поверхность. Работы в шахте возобновляются по разрешению технического руководителя рудника или лица его замещающего.

Пожар в шахте.

Лица, обнаружившие возникновение пожара или появление каких-либо признаков, нарушений способных вызвать пожар сообщают об этом диспетчеру рудника.

Диспетчер рудника:

- сообщает техническому руководителю;
- подает в шахту сигналы о пожаре по системе позиционирования;
- вызывает АСС.

В соответствии с планом ликвидации аварии, принимаются меры по выводу людей из угрожающих мест и ликвидации пожара всеми имеющимися средствами.

После ликвидации пожара, анализируют причины возникновения, намечают мероприятия по предупреждению аналогичных случаев, ликвидации последствий пожара и возобновлению работ в нормальном режиме.

Противопожарные мероприятия.

Месторождение не пожароопасное, руды и породы не склонны к самовозгоранию, не взрывоопасны.

Возможными источниками пожаров в подземных горных выработках могут быть:

- воспламенение древесины, применяемой для оборудования отдельных выработок;
- воспламенение электрических кабелей и электроустановок;
- возгорание транспортерной ленты.

Размещение средств пожаротушения.

В соответствии с [18] планом горных работ предусмотрено оснащение подземных выработок первичными средствами пожаротушения, перечень которых сведен в таблицу 14.1.

Таблица 14.1 - Перечень противопожарных средств в подземных выработках

Наименование выработок и камер	Количество камер	Первичные средства пожаротушения			
		ручные огнетушители, шт.	песок, м ³	лопаты, шт.	установка автоматического пожаротушения
1	2	3	4	5	6
Подэтаж плюс 350 м					
Участковая распределительная подстанция	1	4	0,2	1	-
Камера подъёмных машин ствола «Слепой»	1	7	0,2	1	
Горизонт плюс 320 м					
Околоствольный двор ствола «Клетевой»	1	8	0,2	2	-
Околоствольный двор ствола «Вентиляционный»	1	8	0,2	2	-
Околоствольный двор слепого ствола «Скипо-Клетевой»	1	8	0,2	2	-
Камера ожидания	1	4	-	-	-
Склад ППМ	1	-	3	4	-
Инструментальная кладовая	1	4	-	-	-

Продолжение таблицы 14.1

1	2	3	4	5	6
Камера разгрузки в рудоспуск № 1 и породоспуск № 1	1	4	-	-	-
Камера разгрузки № 2	1	4	-	-	-
Горизонт плюс 290 м					
Камера разгрузки в рудоспуск № 1 и породоспуск № 1	1	4	-	-	-
Горизонт плюс 260 м					
Главный водоотливной комплекс	1	4	0,2	1	-
Склад ППМ	1	-	-	-	-
Инструментальная кладовая	1	4	-	-	-
Раздаточная камера ВМ	1	8	0,4	2	2
Пункт технического обслуживания зарядной техники	1	12	0,8	4	-
Камера ожидания	1	4	-	-	-
Камера погрузки на конвейер	2	4	-	-	-
Околоствольный двор слепого ствола «Скипо-Клетевой»	1	8	0,2	2	-
Подэтаж плюс 230 м					
Камера разгрузки в рудоспуск № 3 и породоспуск № 3	1	4	-	-	-
Подэтаж плюс 200 м					
Склад ППМ	1	-	3	4	-
Инструментальная кладовая	1	4	-	-	-
Камера ожидания	1	4	-	-	-
Околоствольный двор ствола «Скипо-Клетевой»	1	8	00,2	2	-
Камера разгрузки в рудоспуск № 3 и породоспуск № 3	1	4	-	-	-
Подэтаж плюс 170 м					
Камера разгрузки в рудоспуск № 3 и породоспуск № 3	1	4	-	-	-
Камера разгрузки в рудоспуск № 5 и породоспуск № 5	1	4	-	-	-
Подэтаж плюс 140 м					
Околоствольный двор ствола «Скипо-Клетевой»	1	8	0,2	2	-

Продолжение таблицы 14.1

1	2	3	4	5	6
Камера ожидания	1	4	-	-	-
Склад ППМ	1	-	3	4	-
Инструментальная кладовая	1	4	-	-	-
Пункт техобслуживания и мойки самоходного оборудования	1	12	0,4	2	-
Камера разгрузки в рудоспуск № 3 и породоспуск № 3	1	4	-	-	-
Камера разгрузки в рудоспуск № 5 и породоспуск № 5	1	4	-	-	-
Подэтаж плюс 110 м					
Камера разгрузки в рудоспуск № 3 и породоспуск № 3	1	4	-	-	-
Камера разгрузки в рудоспуск № 5 и породоспуск № 5	1	4	-	-	-
Инструментальная кладовая	1	4	-	-	-
Склад ППМ	1	-	3	4	-
Горизонт плюс 80 м					
Околоствольный двор ствола «Скипо-Клетевой»	1	8	0,2	2	-
Камера разгрузки в рудоспуск № 4 и породоспуск № 4 до гор. +50	1	4	-	-	-
Инструментальная кладовая	1	4	-	-	-
Главный водоотливной комплекс	1	4	0,2	1	-
Склад взрывчатых материалов на 8 т	1	8	0,4	2	2
Склад ППМ	1	-	3	4	-
Камера ожидания	1	4	-	-	-
Камера погрузки в самовал рудоспуска № 3 и породоспуска № 3	1	4	-	-	-
Горизонт плюс 50 м					
Околоствольный двор ствола «Скипо-Клетевой»	1	8	0,2	2	-
Камера дробления	1	7	0,2	1	-
УПП	1	4	0,2	1	-
Камера дробления	1	7	0,2	1	-
Инструментальная кладовая	1	4	-	-	-

Продолжение таблицы 14.1

1	2	3	4	5	6
Пункт обслуживания зарядной техники	1	12	0,8	4	-
Склад ППМ	1	-	3	4	-
Склад ГСМ	1	12	0,4	2	2
Камера ожидания	1	4	-	-	-
Камера разгрузки в рудоспуск № 4 до гор. +50	1	4	-	-	-
Горизонт плюс 20 м					
Околоствольный двор ствола «Скипо-Клетевой»	1	8	0,2	2	-
Камера участкового водоотлива. Баритовая	1	4	0,2	1	-
Камера участкового водоотлива. Богатая	1	4	0,2	1	-
Инструментальная кладовая	1	4	-	-	-
Склад ППМ	1	-	3	4	-
Камера ожидания	1	4	-	-	-
Камера погрузки на конвейер № 4	1	4	-	-	-
Камера дозаторной	1	4	-	-	-
Подэтаж минус 10 м					
Околоствольный двор ствола «Скипо-Клетевой»	1	8	0,2	2	-
Склад ППМ	1	-	3	4	-
Подэтаж минус 70 м					
Инструментальная кладовая	1	4	-	-	-
Склад ППМ	1	-	3	4	-
Подэтаж минус 130 м					
Камера участкового водоотлива	1	4	0,2	1	-
Склад ППМ	1	-	3	4	-
Механизированный восстающий №1 (с отметки плюс 320 м на отметку плюс 80 м)					
	1	8	1,6	4	-
Вентиляционно-закладочный восстающий №1 (с отметки плюс 320 м на отметку 80 м)					
	1	20	1	5	-

Окончание таблицы 14.1

1	2	3	4	5	6
Закладочная скважина №1 (с отметки плюс 320 м на отметку плюс 50 м)					
	1	40	2	10	
Закладочная скважина №2 (с отметки плюс 320 м на отметку плюс 80 м)					
	1	72	3,6	18	
Закладочная скважина с отметки плюс 46, 330 м на отметку плюс 54,030 м					
	1	4	0,2	1	
Зумпфовая насосная					
	1	4	-	-	-
Транспортный съезд №3 с +170 м до +80 м					
Камера погрузки в самовал рудоспуска № 5 и породоспуска № 5	1	4	-	-	-
Конвейерный наклонный ствол					
Конвейер № 1	1	56	10	50	-
Конвейер № 2	1	10	0,8	4	-
Конвейер № 3	1	11	1	5	

Поверхностные и подземные склады противопожарных материалов.

Каждый склад противопожарных материалов оборудуется согласно [18]. Комплектация складов сведена в таблицу 14.2.

Таблица 14.2 – Номенклатура оборудования инструментов и материалов, находящихся в противопожарных складах

Оборудование, инструменты и материалы	Единицы измерения	Склады на поверхности	Подземные склады
1	2	3	4
Огнетушители:			
порошковые	штук	20	-
пенные	штук	20	-
Пожарные рукава (шланги резиновые)	метров	300	100
Пожарные стволы	штук	2	2
Ломы	штук	5	2

Окончание таблицы 14.2

1	2	3	4
Кайла	штук	5	2
Лопаты породные	штук	5	4
Пилы поперечные	штук	5	2
Топоры	штук	5	2
Ведро железные	штук	5	5
Носилки рабочие	штук	4	2
Гвозди 100-150 мм	килограммов	20	10
Цемент гидрофобный в полиэтиленовых мешках	тонн	1	-
Бетониты или облегченные блоки размером 25х25х50 см	штук	1200	600
Песок	кубических метров	10	3
Глина	кубических метров	10	3
Пеногенератор	штук	2	1
Пенообразователь	тонн	2	1
Порошковая огнетушительная установка	штук	1	-
Огнетушительный порошок	тонн	2	-

Подземный противопожарно-оросительный водопровод.

Для бурения, орошения забоев, водяных завес и целей пожаротушения предусматривается прокладка трубопроводов водоснабжения.

Для снижения высокого давления в водопроводе на горизонтах предусматривается устанавливать редукционные клапаны.

Для защиты от коррозии трубы покрываются каменноугольным лаком.

Сети противопожарного трубопровода закольцованы. Противопожарный трубопровод оборудуется пожарными кранами диаметром 65 мм, которые устанавливаются:

- у сопряжений стволов с околоствольными дворами;
- у каждой камеры в пяти метрах от входа со стороны поступления вентиляционной струи;
- у пересечений и ответвлений выработок;
- в выработках, не имеющих ответвлений и пересечений, через 200 м;

– в наклонных выработках через 100 м.

Для отключения отдельных участков водопровода устанавливаются задвижки:

- на всех ответвлениях водопроводных линий;
- на водопроводных линиях, не имеющих ответвлений, через 400 м.

В устьях всех вертикальных и наклонных стволов устраивается кольцевой трубопровод с оросителями.

Меры пожарной безопасности при применении самоходного оборудования.

При разработке месторождения используются самоходные машины с дизельными двигателями.

Согласно [18] при эксплуатации самоходных машин должны соблюдаться меры пожарной безопасности:

- каждая машина оборудуется огнетушителями;
- текущие ремонтные работы самоходного оборудования производятся в ремонтных пунктах;
- хранение ГСМ производится на поверхностном и подземных складах. Заправка ГШО будет осуществляться с помощью заправочной машины;

Сварочные и газопламенные работы предусматривается выполнять в соответствии с [18].

Контроль состояния вентиляции осуществляет служба вентиляции рудника. Управление вентиляторной установкой на поверхности производится диспетчером рудника.

Все рабочие, поступающие на работу, обучаются правилам безопасности и умению пользоваться средствами пожаротушения, проходят инструктаж по профессиям, изучают план предупреждения и ликвидации возможных аварий.

Продолжительность предварительного обучения установлена:

- для рабочих, поступающих на подземные работы и ранее не работающих на руднике – 10 дней;
- для ранее работавших на руднике – 5 дней;
- для «переводимых» с одной профессии на другую – 2 дня;
- для рабочих на поверхности, ранее работающих на руднике – 1 день.

Все рабочие не реже двух раз в год обязаны пройти повторный инструктаж по технике безопасности, который проводится участковым техническим инспектором.

Инженерно-технические работники, поступающие на рудник, обязаны сдать экзамены на знание правил пользования первичными средствами пожаротушения и мест расположения этих средств на рабочих местах.

Порядок проведения операций технологического процесса добычи руды на руднике, обеспечивающего выпуск товарной продукции, передаваемой на обогатительную фабрику, приводится в технологическом регламенте утверждённым техническим руководителем.

Технологический Регламент включает в себя основные технологические операции, обеспечивающие процесс добычи руды:

- геологоразведочные работы (доразведка запасов руды, планирование и взаимодействие);
- проходка и крепление горных выработок;
- ведение буровых работ и производство массовых взрывов;
- очистная добыча руды;
- транспортировка горной массы.

Основным видом транспортных средств на очистных и горнопроходческих работах являются комплексы самоходного оборудования состоящих из буровых установок типа Sandvik DD321, Sandvik DL421, погрузочно-доставочных машин типа Cat R1700G, автосамосвал Cat AD45B, проходческих комплексов типа КПУ, Robins, машин для бурения и крепления штанговых шпуров типа DS 411, машин для торкретирования выработок типа Spraymex 6050, вспомогательных машин типа Multimes.

Транспортировка горной массы в рудоспуск (породоспуск).

Транспортировка горной массы в рудоспуск (породоспуск) осуществляется ковшевыми погрузочно-доставочными машинами непосредственно из очистных или проходческих забоев.

Перед началом работы выполняется осмотр и заправка самоходного оборудования.

Перед началом движения вперёд машинист самоходного оборудования подаёт два звуковых сигнала, перед началом движения назад – три звуковых сигнала, движение начинает через 5 секунд после подачи сигнала. Также звуковой сигнал подаётся при встрече с пешеходами, при приближении к сопряжению, перед началом объезда препятствия.

Машинист ПДМ подъезжает к месту загрузки – очистному забою, и на первой передаче зарезает ковш в горную массу, после чего производит закрытие ковша и транспортируется к месту складирования руды, месту погрузки руды в автосамосвалы, или месту разгрузки руды в рудоспуск.

По окончании выгрузки горной массы машинист ПДМ перегоняет машину обратно к очистной камере.

При длине плеча откатки более 300-400 м при помощи ПДМ погрузка горной массы из очистных или проходческих забоев производится в автосамосвалы. Далее автосамосвалами горная масса транспортируется и разгружается в местах разгрузки рудоспуска (породоспуска).

Организация дорожного движения в подземных горных выработках.

Все работники рудника и подрядных организаций должны:

- полностью соблюдать правила передвижения на всех видах транспортных средств и самоходного оборудования, применяемых на руднике;
- водителям (машинистам) и пассажирам быть пристёгнутыми ремнями безопасности во время движения транспортных средств и оборудования;

Водители (машинисты) всех видов самоходного оборудования при передвижении по горным выработкам обязаны:

- обеспечивать управление транспортом/оборудованием и контроль над другими лицами, находящимися в транспорте;
- следовать указаниям дорожных знаков;
- контролировать максимальное количество пассажиров, которые могут находиться в транспорте. Количество пассажиров не должно превышать количество имеющихся посадочных мест;
- оставаться на своем месте во время управления транспортным средством;
- при эксплуатации транспорта/оборудования, соблюдать скоростные ограничения.

Пассажиры обязаны:

- следовать указаниям водителя/машиниста, вести себя надлежащим образом и не покидать транспорт во время движения;
- не пытаться на ходу сесть в движущийся транспорт или сойти с него.

При передвижении по горным выработкам пешеходы обязаны передвигаться по горным выработкам строго по обозначенным пешеходным дорожкам.

При сближении с самоходным оборудованием необходимо:

- укрыться в нише безопасности или в примыкающей выработке;
- подать машинисту СХО сигнал вертикальным возвратно-поступательным движением головного светильника;
- операторы СХО должны замедлить ход и произвести остановку как минимум за 10 м до пешехода;
- соблюдая меры предосторожности, обойти стоящее СХО;
- находясь на безопасном расстоянии не менее 10 м, подать машинисту СХО сигнал вертикальным возвратно-поступательным движением головного светильника.

Выдача горной массы на поверхность конвейерным транспортом.

Для выдачи горной массы на поверхность запроектированы четыре конвейера на которые горная масса после дробления грузится питателем с рудоспуска.

В конвейерной выработке предусмотрены необходимые зазоры с устройством переходных мостиков через 200 м. Конвейеры оборудованы тросиками аварийной остановки, предусмотрено пожаротушение. Запуск конвейерного тракта начинается с головного конвейера, остановка с последнего конвейера. Запрещается перевозка людей на конвейере, погрузка горной массы на остановленный конвейер.

Техника безопасности, охрана труда и промышленная санитария.

Планом горных работ предусматривается обеспечение безопасного ведения подземных горных работ путем осуществления следующего комплекса мероприятий:

- из подземных горных выработок имеется три отдельных выхода на поверхность через ствол «Клетевой», наклонный автотранспортный ствол и наклонный конвейерный ствол, имеющих разнонаправленное движение струй воздуха. Ствол «Клетевой» оборудован механическим подъемом для спуска-подъема людей, а также лестничным отделением. Для спуска-подъема людей также используется самоходный транспорт;

- свежий воздух в количестве 530 м³/с, подаваемый в подземные горные выработки, обеспечивает заданный вентиляционный режим;

- скорость движения воздуха по выработкам соответствует нормативным;

- в холодное время года свежий воздух подогревается до температуры плюс 2 °С;

- на руднике предусматривается создание специальной пыле- и газовентиляционной службы;

- камеры горюче-смазочных материалов, подземного склада взрывчатых веществ, пункта ремонта самоходного оборудования имеют обособленное проветривание с выводом исходящей струи воздуха в вентиляционные выработки;

- в местах интенсивного пылеобразования (разгрузочные камеры и т.п.) предусмотрена установка пылеотсасывающих систем, подавление пыли с помощью воды;

- на рабочих горизонтах предусмотрено устройство противопожарных складов, оборудованных в соответствии с нормами;

- в принятых системах разработки выемочные блоки имеют не менее двух выходов, один

- на верхний вентиляционный горизонт, второй – на нижний откаточный;

- сечения горных выработок приняты с учетом необходимых зазоров по «Правилам обеспечения промышленной безопасности...» [18];

- в околоствольных дворах и технологических камерах каналы и приямки перекрывать рифленым железом;
- предусмотрено каналы и приямки в технологических камерах, околоствольных дворах перекрывать рифленым железом;
- доступно расположенные движущие части стационарного оборудования должны ограждаться металлическими решетками;
- для предупреждения падения людей и предметов в вертикальные горные выработки предусматривается устройство ограждений, решеток, дверей и т.д.;
- все откаточные, камерные выработки предусмотрено оборудовать стационарным освещением, а проходческие и очистные забои – переносным.

Для обеспечения охраны труда и промышленной санитарии предусматривается:

- строительство административно-бытового комбината (АБК) в одном блоке со столовой;
- в составе АБК - помещения для хранения одежды, сушки спецодежды, душевых и здравпункта;
- снабжение трудящихся спецобувью, спецодеждой, специальными защитными приспособлениями и инвентарем (самоспасатели, каски, шахтерские лампы, газоанализаторы, предохранительные пояса, защитные очки, противοшумные наушники, резиновые рукавицы, диэлектрические коврики и др.);
- создание нормальных условий на рабочих местах путем обеспечения действенной вентиляции, допустимого уровня загазованности и запыленности воздуха, шума и вибрации, поддержание требуемого температурного режима уровня освещенности;
- прохождение ежегодного медицинского осмотра рабочих, подвергающихся воздействию вибрации и силикозоопасной пыли.

Планом горных работ для горизонтов предусмотрено:

- обеспечение всех работников питьевой водой путем организации общих питьевых точек (кулеры с питьевой водой), приближенных к рабочим местам, или использования индивидуальных ПЭТ бутылок. Не допускается применение стеклянных бутылок. Опасные химические вещества при разработке месторождения не применяются.

Хозяйство взрывчатых материалов и взрывные работы описаны в разделе 5.10.

Мероприятия по прогнозированию и предупреждению прорывов подземных вод.

Внезапные прорывы воды представляют опасность при производстве строительных и горных работ.

В рассматриваемых условиях наиболее вероятны прорывы воды в процессе бурения взрывных скважин, в процессе взрывания забоя выработки и при подсечении незатампонированных разведочных скважин.

Прорывы воды, со значительными неблагоприятными последствиями, возможны и при подработке выработками водоносных зон тектонических нарушений, содержащих высоконапорные трещинно-жильные воды. Особенно опасны пересечения выработками крупных тектонических нарушений: Быструшинского и Гранофирового разломов наклонными стволами, Буровского разлома на горизонте плюс 320 м вентиляционно-закладочным штреком и Босяковского взброса на горизонте плюс 320 м вентиляционно-закладочным квершлагом.

Для предотвращения внезапных прорывов воды при производстве горных работ на участках, опасных в отношении прорыва в выработки воды, производится бурение передовых разведочных скважин с постоянным опережением не менее 10 м.

Опасный участок на планах и разрезах должен быть выделен в виде полосы шириной 60 м, границы которой проводятся параллельно сместителю разлома, на расстоянии 30 м в обе стороны от него. Для незатампонированных скважин опасный участок на разрезах должен быть выделен в виде полосы шириной 40 м, границы которой проводятся параллельно траектории скважины; на планах – в виде круга, границы которого проводятся в виде окружности с радиусом 20 м, проведённым из центра следа скважины на абсолютной отметке подошвы проектной выработки. Бурение передовой разведочной скважины из забоя выработки необходимо начинать не менее, чем за 10 м до границы опасного участка, с установкой кондуктора, который плотно заделывается в горные породы быстротвердеющим раствором. Кондуктор должен снабжаться запорной арматурой, позволяющей регулировать расход спуска воды и манометр для замера давления воды.

Если при бурении передовой разведочной скважины в её стволе появится приток подземных вод и будет зафиксировано резкое значительное увеличение его дебита, то для объективной оценки наличия опасности прорыва воды в выработку необходимо остановить бурение, закрыть запорную арматуру и замерить давление воды по манометру, произвести контролируемый выпуск воды, для снятия гидростатического напора.

После снятия напора скважины, её бурение должно быть продолжено до заданной глубины.

Мероприятия по комплексному обеспыливанию рудничной атмосферы.

Для создания нормальных санитарно-гигиенических условий труда подземных рабочих Планом горных работ предусматривается осуществление комплекса мероприятий по обеспыливанию рудничной атмосферы:

– обеспечение подачи чистого воздуха – подаваемый в шахту и на рабочие места воздух должен иметь запыленность не более 30 % от установленной ПБ санитарной нормы ($0,6 \text{ мг/м}^3$). Выполнение данного требования обеспечивается асфальтированием подъездных дорог, промплощадки воздухоподающего ствола «Клетевой», наклонного автотранспортного и конвейерного стволов и их регулярным орошением, а также озеленением промплощадки рудника, устройством в воздухоподающих выработках водяных завес;

– предупреждение образования взвешенной пыли в рудничной атмосфере;

– подавление пыли у источника ее образования;

Рекомендуемый перечень средств воздухораспределения и пылеподавления приведен в таблице 14.3.

Таблица 14.3 - Перечень рекомендуемых средств воздухораспределения и пылеподавления

Назначение	Рекомендуемые средства	Краткая техническая характеристика	
		показатель	величина показателя
1	2	3	4
Распределение воздуха по отдельным выработкам, блокам и участкам	Автоматический регулятор расхода вентиляционного воздуха РВ	Производительность, $\text{м}^3/\text{с}$ Депрессия, даПа Точность регулирования расхода, % Масса, кг	5-12 5-100 ± 10 350
Обеспыливание входящего воздуха	Водяная завеса с полуавтоматической блокировкой ПБ-1	Расход воды, л/мин Давление воды, МПа Количество датчиков: - кнопочных; Время отключения, с Эффективность улавливания пыли, %	20 0,4-1,0 2 20 35-40
Очистка воздуха, аспирируемого от источников интенсивного пылеобразования	Пылеулавливающая установка ПР-20	Производительность, $\text{м}^3/\text{с}$ Запыленность, мг/м^3 : - на входе до; - на выходе до Расход воды, $\text{м}^3/\text{ч}$ Потребляемая мощность, кВт Масса, кг	5,5-6,7 80 0,6 2,4-2,5 22 1350
Повышение эффективности проветривания призабойных пространств при бурении шпуров	Рециркулятор ФР-2	Производительность, $\text{м}^3/\text{с}$ Эффективность очистки воздуха, % Расход воды, л/мин. Диаметр, мм Длина, мм Масса, кг	0,67 30-60 10 350 1300 12
Очистка подаваемой к форсункам воды от механических примесей	Фильтр ФВС	Расход воды, л/мин. Давление воды, МПа Размер пропускаемых частиц, мм Габариты, мм Масса, кг	до 30 до 2,5 менее 0,4 236x114x154 3,6

Окончание таблицы 14.3

1	2	3	4
Орошение стенок, кровли и почвы откаточных выработок	Поливочная машина	Удельный расход воды, л/м ² Число орошений в смену	Не менее 0,1 1
Смыв пыли со стенок и кровли забоев. Увлажнение горной массы перед погрузкой	Дальнобойный ороситель ДО-2	Расход воды (при давлении 0,8 МПа), л/мин. Дальнобойность, м Масса, кг	40 17 1,4
Создание водяного тумана в забое горизонтальной выработки перед взрыванием шпуров	Гидромина (водонаполненный полиэтиленовый сосуд в прямке)	Размеры прямка, м Количество воды, л Расстояние от прямка до груди забоя, м Опережение взрывания, мс Концентрация водяного тумана начальная, г/м ³	0,7x0,7x0,4 200 0,5-1 25 100-500
Интенсификация проветривания тупиковых выработок	Эжектор РЭП-500	Производительность, м ³ /с Расход сжатого воздуха, м ³ /мин.	3,0 6,8
Обеспыливание воздуха при разгрузке руды в рудоспуск	Продольная водяная завеса	Расход воды, л/мин. Эффективность улавливания пыли, в %	40 30-40

Все горные работы должны выполняться в соответствии с утвержденными проектами. Служба технического руководителя разрабатывает необходимую техническую документацию (ППР, Технологические регламенты, инструкции и т.д.) и следит за её соблюдением. Своевременно обновляет и пополняет План Ликвидации аварий и техническую документацию, уточняет границы зон безопасного ведения работ.

ПРИЛОЖЕНИЕ А
Задание на проектирование

Договор № 50-40/2023-0164/484

11

Приложение 1
к Договору № 50-40/2023-0164/484
от «17» июля 2023 г.



УТВЕРЖДАЮ:



исполнительный директор по горно-
производственному производству ТОО "Казцинк"

Анисимов И.Н.

» _____ 2023 год

ТЕХНИЧЕСКОЕ ЗАДАНИЕ НА ПРОЕКТИРОВАНИЕ

ТОО «Казцинк»

План горных работ по добыче руды Новоленинбургского месторождения

г. Риддер, 2023 год

Договор № 50-40/2023-0164/484

12

№ п/п	Перечень основных данных и требований	Основные данные и требования
1	Основание для проектирования	1. Контракт на добычу полиметаллов, золота и серебра на Новоленинском месторождении в ВКО № 4812-ТПИ от 18 марта 2016 г. 2. Протокол ГКЗ при Совмине СССР №10135 от 27.02.1987, утверждены промышленные запасы в объеме 44.3 млн. т. (Ленинградская ГРЭ, 1981-1987)
2	Исходные данные	1. Предварительное ТЭО вариантов вскрытия Новоленинского месторождения, 2020г, DRA Americas Inc; 2. Предварительное Технико-экономическое обоснование (ПредТЭО) проекта обратной закладки на рудниках Долинно-Обручевский и Новоленинградский рудниках ТОО Казцинк, 2020г, SSBS Ltd; 3. Презентация «Развитие Риддерского энергоузла (Электроэнергетика)» на период до 2030 года; ТУ на подключение; 4. Отчеты по бурению контрольно-стволовых скважин на Новоленинском месторождении. ЛГРЭ, 1999. 5. Рабочая документация «Строительство временных поверхностных объектов инфраструктуры и подземных горных выработок для выполнения разведочных работ с подземных горных выработок" 1009.2021-ПОС. – Учебный полигон ПК КИШ. ТОО «Георесурс-Инжиниринг», ТОО «Проекттехстрой»; 6. «План геологоразведочных работ на Шубинской площади Ленинградского рудного района от 14.04.2021». Раздел 5.10 - Горные работы. ТОО «Геос»; 7. «Геотехнический отчет по Новоленинскому месторождению уровня ТЭО». Golder 03.2021. 8. «Отчет по гидрогеологическому исследованию Новоленинского месторождения». Golder, 03.2021. 9. Экспертное заключение по «Методике расчета подачи нормы воздуха на единицу СХО с двигателями внутреннего сгорания для разжижения вредных компонентов до ПДК в рудничной атмосфере» на Долинном руднике. ТОО «Normal Work»; 10. Файлы дизайна и график отработки; 11. Инструкция по нумерации документации И 06-(50-47)-01; 12. Предварительная Ведомость Декомпозиции Составов Работ.

Договор № 50-40/2023-0164/484

13

3	Вид строительства	Новое строительство
4	Вариант финансирования	Собственные и заемные средства
5	Стадийность проектирования	План Горных Работ
6	Сроки проектирования	5 (пять) месяцев
7	Состав проектной документации	Части (разделы) Плана горных работ разработать в соответствии с: - приложением приказа №377 ТОО Казцинк от 07.10.2020г; - Инструкцией по составлению плана горных работ, утвержденных Приказом Министра по инвестициям и развитию Республики Казахстан от 18 мая 2018 года № 351.
8	Требования по вариантной и конкурсной разработке	Не требуется
9	Особые условия строительства	Сейсмичность района принять по СНиП РК 2.03-30-2017 (строительство в сейсмических районах) – Класс 7
10	Требования к качеству, конкурентоспособности, энергоэффективности и экологическим параметрам продукции	По согласованию с Заказчиком: Подрядчик должен предлагать разумные технические решения в части энергоэффективности. Обеспечить полное соответствие проектных решений действующему законодательству РК в области экологии и охраны окружающей среды, с применением лучших мировых практик.
11	Режим работы предприятия, численность работающих	1. Количество рабочих дней в году – 365/366; 2. Суточный режим: 2.1 Работа поверхностных объектов – 2 смены по 12 часов; 2.2 Подземные работы – 2 смены по 10 часов.
12	Основные технико-экономические показатели объекта, в т.ч. мощность, производительность, производственная программа	Предварительную проектную мощность подземного рудника принять 2700 тыс. тонн в год;
13	Требования к технико-экономической части	Раздел «Технико-экономическое обоснование» выполнить в соответствии с «Инструкцией по составлению плана горных работ», утвержденной приказом Министра по инвестициям и развитию РК №351 от 18 мая 2018 г., с определением следующих основных показателей: - расчет необходимых инвестиций для освоения месторождения; - расходы на эксплуатацию месторождения; - налоги и другие платежи; - расчет дохода и прибыли от промышленной эксплуатации.

Договор № 50-40/2023-0164/484

14

		Цены на оборудование и материалы, отсутствующие в сметных сборниках принять на основании исходных данных полученных от Заказчика
14	Дополнительные требования к технологическим решениям, режиму работы оборудования	1. При разработке основных технологических решений принять во внимание все ранее разработанные предварительные проектные решения (см. пункт 2 настоящего Технического задания); 2. Проектом определить и обосновать необходимость сооружения и оптимальное расположение, и глубину - Клетьевого и Вентиляционного стволов исходя из поверхностной толщи рыхлых отложений и исторических результатов бурения контрольно-стволовых скважин. 3. Количество воздуха, необходимого для проветривания отдельных выработок и шахты в целом необходимо определить расчетом. коэффициентов запаса. 4. В проекте по возможности учесть полученные в конце 2021 года положительные результаты практической апробации Рабочей группы, созданной приказом Министра «Методики расчета подачи нормы воздуха на единицу СХО с двигателями внутреннего сгорания для разжижения вредных компонентов до ПДК в рудничной атмосфере» на Долинном руднике. 5. В качестве калорифера для подогрева шахтного воздуха предусмотреть мобильные МТУ ВНЭУ. 6. На период проведения основных вскрывающих выработок рудника Новолениногорский предусмотреть временную схему – транспортировки и утилизации горной массы, вентиляции и водоотлива. 7. Для очистки шахтной воды до ПДК р. х. перед сбросом в водоем предусмотреть использование очистных сооружений Риддер-Сокольного рудника с учетом баланса водоотливов РСР и Долинного рудника. 8. Выполнить расчет электрических нагрузок по месторождению с учетом этапов строительства. 9. Разработать локальные и комплексные системы автоматизации. 10. Предусмотреть отвал горных пород и площадки для накопления отходов в соответствии со ст. 397, главами 23-26 ЭК. 11. Выполнить разбивку добываемой горной массы по объемам руды и породы от горно-капитальных, горно-подготовительных работ. 12. Для каждой системы разработки рассчитать и обосновать нормативы потерь и разубоживание

Договор № 50-40/2023-0164/484

15

		13. Разработать календарный график горных работ до конца отработки (ЛОМ). Привести движение запасов руд и металлов в первый год отработки помесечно, далее до конца отработки по годам. Календарный график добычи выполнить с условием наиболее рационального извлечения полезных ископаемых;
15	Требования к архитектурно-строительным, объемно-планировочным и конструктивным решениям с учетом создания доступной для инвалидов среды жизнедеятельности	Для маломобильных групп населения недоступен
16	Основные требования к инженерным сетям, системам и оборудованию, в том числе: основные параметры, техническая и эксплуатационная характеристики, сервисное обслуживание	1. Обосновать выбор основного оборудование для проходческих и очистных работ (либо аналоги), Предварительно Заказчиком предлагается: – буровая установка Sandvik – DD321; – буровая установка Sandvik – DL421; – буровая установка Sandvik - DS411 (анкерное крепление); – буровая установка Sandvik - DS421 (тросовое крепление); – погрузочно-доставочная машина для проходческих работ – CAT R1700; – погрузочно-доставочная машина для очистных работ – CAT R1700 – автосамосвал подземный CAT AD45. 2. Электроснабжение промышленной площадки предусмотреть от точек подключения в новой Узловой Распределительной Подстанции Риддерского ГОК (УРП 100 кВ) с трассировкой ЛЭП на основании ТУ на подключение Заказчика 3. Предусмотреть и обосновать оптимальное расположение БЗК. Один из возможных вариантов - в районе порталов наклонных стволов с узлом забора хвостов с УЗП ОФ или Чашинского хвостохранилища.
17	Выделение очередей и пусковых комплексов, требования по перспективному расширению предприятия	Проектом предложить разделение календарного графика проходки и строительства подземных/наземных объектов инфраструктуры с целью скорейшего получения денежных потоков от реализации руды и сокращения периода окупаемости инвестиционных затрат: В ходе разработки ПГР определить перечень объектов поверхностного комплекса, сформировать ТЗ для проектирования с выделением поверхностного комплекса в отдельный проект

Договор № 50-40/2023-0164/484

16

18	Требования и условия в разработке природоохранных мер и мероприятий	<u>На предпроектном этапе*:</u> Разработать заявление о намечаемой деятельности (ЗНД). Провести исследование фоновое состояние окружающей среды в районе намечаемой деятельности. Разработать Отчет о возможных воздействиях или Раздел «Охрана окружающей среды» (в зависимости от решения уполномоченного органа по результатам рассмотрения ЗНД). <u>На этапе проектирования*:</u> Разработать документацию для получения экологического разрешения согласно перечню, установленному статьей 122 ЭК, в целом по РГОК, в увязке с действующими проектами нормативов эмиссий и экологическими разрешениями. Разработать документацию (при необходимости) для согласования намечаемой деятельности с Ертисской БВИ, государственными органами в области санитарно-эпидемиологического контроля, в области охраны и использования лесного хозяйства и животного мира
19	Требования к режиму безопасности и гигиене труда	Согласно нормам законодательства, действующим на территории РК а также с учетом требований основного акционера (если они более жесткие)
20	Требования по разработке инженерно-технических мероприятий гражданской обороны и мероприятий по предупреждению чрезвычайных ситуаций	В соответствии с действующими требованиями и нормативами законодательства РК
21	Требования по выполнению опытно-конструкторских и научно-исследовательских работ	Разрабатывается пром отдельному Договор
22	Состав демонстрационных материалов	Не требуется
23	Инвентарный номер проектируемого объекта	Титул проекта: Новоленинское месторождение. Код Проекта Гленкор: KAZ_RID_013_KNLM Код проекта Казцинк: N-19-0041
24	Требования по согласованиям и выдаче проектной документации	1. Заказчик совместно с Исполнителем согласовывает План горных работ с уполномоченным органом в области охраны окружающей среды и уполномоченным органом в области промышленной безопасности. 2. Исполнитель выдает Заказчику План горных работ в 4-х экземплярах на бумажном носителе и в электронном виде в программах word, excel (включая методику и формулы расчета), PDF,

Договор № 50-40/2023-0164/484

17

		dwg. Исполнитель представляет Заказчику Сметную документацию в программе ABC-4 и в формате Excel.
--	--	--

* ввиду постоянных изменений в текущей природоохранной документации детальный план разработки материалов по данному проекту проработать с экологической службой.

Разработал:

Менеджер проекта

Джангутинов А.К.

Согласовано в соответствии с приказом ТОО «Казцинк» №377 от 07.10.2020г:

Главный инженер РГОК	Согласовано по E-mail	Кашеев М.Г.
Начальник производственной службы РГОК	Согласовано по E-mail	Нугманов Р.Р.
Начальник ОКС РГОК	Согласовано по E-mail	Прохоренко А.Н.
Главный горняк по подземным работам (начальник УРСП ГП)	Согласовано по E-mail	Мельников Е.Г.
Главный технический руководитель по планированию горных работ	Согласовано по E-mail	Ангелов А.
Планировщик по подземным горным работам УРСП ГП	Согласовано по E-mail	Туенбаев А.М.
Начальник УРСП ГП	Согласовано по E-mail	Адилбеков А.А.
Главный геомеханик УРСП ГП	Согласовано по E-mail	Турищев А.В.
Начальник УПКВ	Согласовано по E-mail	Басынин А.В.
Начальник УРП	Согласовано по E-mail	Краснов С.А.
Главный менеджер УОФ ГОП	Согласовано по E-mail	Реймер Е.П.
Главный эколог	Согласовано по E-mail	Такеев К.Б.

СОГЛАСОВАНО:

Заказчик:
ТОО «Казцинк»
Исполнительный директор по горно-обогатительному производству

И. Н. Анисимов



Исполнитель:
ТОО «Казгипроцветмет»
Директор по производству

П. А. Хиврич



ПРИЛОЖЕНИЕ Б Обобщенные физические и упругие свойства скальных пород

Таблица Б.1 – Обобщенные физические и упругие свойства скальных пород и руд

Наименование породы по литологической модели	Наименование породы при лабораторных исследованиях	Лаборатория и год исследования	Значение показателей от–до / среднее (количество определений)						
			плотность ρ , г/см ³	пористость n , %	динамический модуль упругости, E , ГПа	коэффициент Пуассона, μ		модуль Юнга E , ГПа	модуль сдвига G , ГПа
					по ГОСТ 28985-91		по ASTM D7012-14		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Андезиты	Андезиты (AND)	СПГУ, 2019 г.	<u>2,44-2,87</u> 2,77 (41)	–	<u>46,73-49,30</u> 48,02 (2)	<u>0,12-0,25</u> 0,19 (2)	<u>0,24-0,25</u> 0,25 (2)	<u>40,09-49,30</u> 44,70 (2)	–
	Андезит-порфирит (ANPR)	СПГУ, 2019 г.	<u>2,06-2,93</u> 2,77 (47)	–	<u>54,81-77,38</u> 69,96 (4)	<u>0,08-0,17</u> 0,14 (4)	<u>0,16-0,33</u> 0,27 (4)	<u>53,20-70,67</u> 64,16 (4)	–
	Андезибазальт (ANDB)	СПГУ, 2019 г.	<u>2,59-3,19</u> 2,84 (55)	–	<u>61,77-82,27</u> 69,30 (3)	<u>0,13-0,17</u> 0,15 (3)	<u>0,18-0,21</u> 0,19 (3)	<u>54,72-77,09</u> 62,81 (3)	–
	Порфириты, андезито-базальты даек интрузий	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	<u>2,61-2,89</u> 2,77 (11)	<u>0,4-1,8</u> 0,9 (6)	<u>72,70-98,90</u> 83,51 (11)	<u>0,09-0,29</u> 0,23 (11)	–	–	<u>2,72-3,89</u> 3,30 (11)
Риолиты	Риолит (RHY)	СПГУ, 2019 г.	<u>2,61-3,27</u> 2,75 (70)	–	<u>55,84-60,98</u> 58,41 (2)	<u>0,13-0,15</u> 0,14 (2)	<u>0,13-0,16</u> 0,15 (2)	<u>41,08-59,60</u> 50,34 (2)	–
	Риолит-порфир (RHPO)	СПГУ, 2019 г.	<u>2,21-4,45</u> 3,13 (85)	–	<u>52,65-73,73</u> 61,12 (9)	<u>0,10-0,17</u> 0,14 (9)	<u>0,17-0,24</u> 0,21 (9)	<u>43,91-69,44</u> 53,81 (9)	–
	Риодациты (RDAC)	СПГУ, 2019 г.	<u>2,59-2,77</u> 2,70 (56)	–	59,36 (1)	0,17 (1)	0,19 (1)	58,20 (1)	–
	Риодацит-порфир (RHDP)	СПГУ, 2019 г.	<u>2,85-2,99</u> 2,91 (22)	–	–	–	–	–	–
	Гранофиры	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	<u>2,62-2,67</u> 2,65 (4)	<u>0,4-2,9</u> 1,65 (2)	<u>59,6-71,4</u> 65,20 (4)	<u>0,13-0,21</u> 0,17 (4)	–	–	<u>2,64-2,95</u> 2,80 (4)
	Липариты окварцованные и их брекчии	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	<u>2,67-2,75</u> 2,71 (11)	<u>1,1-2,2</u> 1,7 (3)	<u>69,0-81,4</u> 75,10 (11)	<u>0,13-0,23</u> 0,20 (11)	–	–	<u>2,90-3,60</u> 3,13 (11)
	Липариты серицитизированные и их брекчии	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	<u>2,63-2,87</u> 2,73 (15)	<u>0,1-1,4</u> 0,87 (3)	<u>66,7-87,9</u> 78,37 (15)	<u>0,02-0,25</u> 0,17 (15)	–	–	<u>2,8-4,04</u> 3,37 (15)
Дациты	Базальт (BAS)	СПГУ, 2019 г.	2,88 (1)	–	–	–	–	–	–
	Диабаз-порфирит (DIAP)	СПГУ, 2019 г.	<u>2,43-3,43</u> 2,89 (71)	–	<u>65,82-94,72</u> 79,92 (3)	<u>0,09-0,15</u> 0,13 (3)	<u>0,21-0,22</u> 0,21 (3)	<u>65,14-89,54</u> 75,57 (3)	–
	Диабазы, габбро-диабазы	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	<u>2,73-2,98</u> 2,86 (21)	<u>0,1-11,5</u> 4,4 (4)	<u>76,1-103,3</u> 91,33 (20)	<u>0,04-0,28</u> 0,20 (20)	–	–	<u>3,12-4,83</u> 3,83 (20)
	Дациты, липарито-дациты и их брекчии	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	<u>2,64-2,98</u> 2,74 (39)	<u>0,4-3,8</u> 1,75 (11)	<u>64,4-91,7</u> 78,03 (39)	<u>0,07-0,26</u> 0,19 (38)	–	–	<u>2,76-4,04</u> 3,32 (39)
Серицитолит	Серицит кварцевый (CMSQ)	СПГУ, 2019 г.	<u>2,66-2,76</u> 2,72 (6)	–	58,22 (1)	0,14 (1)	0,13 (1)	48,71 (1)	–
	Метаморфические породы (MET)	СПГУ, 2019 г.	<u>2,52-2,78</u> 2,71 (30)	–	76,45 (1)	0,17 (1)	0,17 (1)	69,91 (1)	–
	(QSER)	СПГУ, 2019 г.	<u>2,56-3,00</u> 2,78 (170)	–	<u>26,81-60,95</u> 51,01 (14)	<u>0,13-0,20</u> 0,16 (13)	<u>0,15-0,25</u> 0,20 (13)	<u>24,63-57,50</u> 45,53 (14)	–
	Кварц-карбонат-хлорит-серицитизированная порода	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	2,7 (1)	–	69,9 (1)	0,15 (1)	–	–	3,04 (1)

Продолжение таблицы Б.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Песчаник	Песчаник (SA)	СПГУ, 2019 г.	<u>2,75-2,77</u> 2,77 (9)	–	–	–	–	–	–
	Вулканомиктовые гравелиты, песчаники	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	<u>2,70-2,98</u> 2,77 (16)	<u>1,4-4,2</u> 2,85 (4)	<u>70,2-91,4</u> 79,53 (12)	<u>0,02-0,26</u> 0,16 (12)	–	–	<u>0,07-3,78</u> 3,12 (12)
Углистые алевролиты	Алевролит (SI)	СПГУ, 2019 г.	<u>2,66-2,73</u> 2,72 (8)	–	–	–	–	–	–
	Углистый алевролит (SIC1)	СПГУ, 2019 г.	<u>2,33-2,89</u> 2,73 (80)	–	<u>10,81-39,36</u> 27,18 (3)	<u>0,12-0,36</u> 0,24 (2)	<u>0,18-0,36</u> 0,27 (2)	<u>10,81-31,36</u> 24,41 (3)	–
	Углисто-кремнистый алевролит (SIC4)	СПГУ, 2019 г.	<u>2,38-2,76</u> 2,69 (11)	–	–	–	–	–	–
	Алевропесчаник (SASI)	СПГУ, 2019 г.	<u>2,62-2,68</u> 2,66 (8)	–	–	–	–	–	–
	Пеперит (PEPT)	СПГУ, 2019 г.	<u>2,68-2,83</u> 2,75 (50)	–	50,56 (1)	–	–	50,56 (1)	–
	Алевролиты углисто-глинистые	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	<u>2,64-2,90</u> 2,72 (10)	<u>2,5-5,0</u> 4,1 (3)	<u>69,10-93,50</u> 77,33 (10)	<u>0,02-0,28</u> 0,19 (10)	–	–	<u>2,83-4,57</u> 3,26 (10)
	Алевролиты окварцованные, кварциты	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	<u>2,69-2,96</u> 2,77 (8)	<u>0,1-3,2</u> 1,7 (2)	<u>70,1-84,4</u> 78,13 (9)	<u>0,11-0,25</u> 0,18 (8)	–	–	<u>3,05-3,80</u> 3,33 (8)
Карбонатные или известковистые алевролиты	Известковистый алевролит (SIL)	СПГУ, 2019 г.	<u>2,68-2,77</u> 2,73 (35)	–	<u>46,72-56,61</u> 51,67 (2)	<u>0,13-0,15</u> 0,14 (2)	<u>0,18-0,20</u> 0,19 (2)	<u>38,55-46,05</u> 42,30 (2)	–
	Кремнистый алевролит (SICH)	СПГУ, 2019 г.	<u>2,72-2,89</u> 2,76 (7)	–	48,91 (1)	0,11 (1)	0,21 (1)	42,25 (1)	–
	Кремнисто-известковистый алевролит (SICL)	СПГУ, 2019 г.	<u>2,60-2,77</u> 2,71 (7)	–	48,93 (1)	0,23 (1)	0,24 (1)	47,90 (1)	–
	Известковисто-кремнистый алевролит (SILC)	СПГУ, 2019 г.	<u>2,70-2,79</u> 2,73 (25)	–	31,75 (1)	–	–	31,75 (1)	–
	Алевролиты известковистые, гематитизированные, серицитизированные	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	<u>2,61-2,82</u> 2,73 (17)	<u>0,4-4,0</u> 2,4 (5)	<u>66,1-93,2</u> 80,25 (17)	<u>0,02-0,29</u> 0,18 (18)	–	–	<u>2,56-4,28</u> 3,39 (18)
Туфогенные породы	Туф смешанного состава (TUFF)	СПГУ, 2019 г.	<u>2,64-3,04</u> 2,75 (24)	–	68,04 (1)	0,17 (1)	0,30 (1)	61,69 (1)	–
	Туф базальтовых порфиритов (TFBS)	СПГУ, 2019 г.	<u>2,61-3,15</u> 2,88 (10)	–	–	–	–	–	–
	Туфоконгломерат (TFCG)	СПГУ, 2019 г.	<u>2,70-2,84</u> 2,75 (12)	–	77,23 (1)	0,12 (1)	0,17 (1)	71,12 (1)	–
	Туффит (TFF)	СПГУ, 2019 г.	<u>2,39-2,81</u> 2,72 (63)	–	<u>65,43-70,71</u> 67,56 (3)	<u>0,11-0,16</u> 0,14 (3)	<u>0,17-0,20</u> 0,19 (3)	<u>49,68-63,04</u> 58,52 (3)	–
	Туфогравелит (TFGR)	СПГУ, 2019 г.	2,66 (1)	–	81,08 (1)	0,07 (1)	0,18 (1)	77,55 (1)	–
	Туфопесчаник (TFSA)	СПГУ, 2019 г.	<u>2,73-2,78</u> 2,75 (7)	–	86,60 (1)	0,15 (1)	0,15 (1)	70,81 (1)	–
	Туфопесчаник (TFSI)	СПГУ, 2019 г.	<u>2,61-2,67</u> 2,65 (9)	–	–	–	–	–	–
	Туфобрекчия (TFBR)	СПГУ, 2019 г.	<u>2,63-2,81</u> 2,73 (21)	–	<u>61,12-66,37</u> 63,75 (2)	<u>0,15-0,19</u> 0,17 (2)	<u>0,15-0,27</u> 0,21 (2)	<u>50,96-61,02</u> 55,99 (2)	–
	Вулканический туф	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	<u>2,60-3,32</u> 2,79 (15)	<u>0,1-1,8</u> 1,08 (6)	<u>65,9-98,9</u> 77,52 (15)	<u>0,2-0,29</u> 0,21 (15)	–	–	<u>2,8-4,0</u> 3,23 (15)
Гравелит	Гравелит (GRAV)	СПГУ, 2019 г.	<u>2,63-2,73</u> 2,69 (8)	–	63,33 (1)	0,16 (1)	0,17 (1)	59,82 (1)	–
	Пропилитизация (PR)	СПГУ, 2019 г.	<u>2,67-2,78</u> 2,73 (9)	–	35,33 (1)	0,17 (1)	0,17 (1)	35,33 (1)	–

Окончание таблицы Б.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Кварц	Кварц-карбонат (QCBV)	СПГУ, 2019 г.	2,86 (1)	—	—	—	—	—	—
	Конглобрекции (COBR)	СПГУ, 2019 г.	<u>2,65-2,72</u> 2,69 (9)	—	—	—	—	—	—
	QSHL	СПГУ, 2019 г.	<u>2,31-2,78</u> 2,69 (57)	—	38,12 (1)	0,13 (1)	0,16 (1)	30,54 (1)	—
Руда	Баритовая, барит-полиметаллическая руда	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	<u>2,74-3,34</u> 3,08 (4)	<u>2,8 -3,9</u> 3,35 (2)	<u>77,8-87,0</u> 82,85 (4)	<u>0,15-0,26</u> 0,21 (4)	—	—	<u>3,38-3,49</u> 3,44 (4)
	Полиметаллическая руда	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	<u>2,68-3,89</u> 2,91 (22)	<u>1,1-9,9</u> 4,27 (3)	<u>63,6-92,2</u> 78,01 (20)	<u>0,04-0,25</u> 0,17 (20)	—	—	<u>2,76-4,01</u> 3,36 (20)

ПРИЛОЖЕНИЕ В Обобщенные прочностные свойства скальных пород и руд

Таблица В.1 – Обобщенные прочностные свойства скальных пород и руд

Наименование породы по литологической модели	Наименование породы при лабораторных исследованиях	Лаборатория и год исследования	Значение показателей от–до / среднее (количество определений)												
			предел прочности грунта на одноосное сжатие, МПа		предел прочности при одноосном растяжении в сухом состоянии R_p , МПа	угол внутреннего трения ϕ , градус				сцепление C , МПа					
						при одноосном сжатии и растяжении		при одностадийном объемном сжатии	при многостадийном объемном сжатии	при прямом сдвиге со сжатием	при одноосном сжатии и растяжении		при одностадийном объемном сжатии	при многостадийном объемном сжатии	при прямом сдвиге со сжатием
											в воздушно-сухом состоянии	в водонасыщенном состоянии			
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
Андезиты	Андезиты (AND)	СПГУ, 2019 г.	<u>23,01-125,40</u> 73,10 (9)	–	<u>3,49-18,34</u> 10,45 (24)	–	–	34,67 (1)	32,61 (1)	23,52 (1)	–	–	34,67 (1)	25,54 (1)	0,92 (1)
	Андезит-порфирит (ANPR)	СПГУ, 2019 г.	<u>96,09-182,74</u> 131,79 (8)	–	<u>9,03-19,96</u> 13,36 (36)	–	–	–	<u>36,46-38,64</u> 37,55 (2)	<u>31,56-33,91</u> 32,74 (2)	–	–	–	<u>12,87-33,18</u> 23,03 (2)	<u>0,31-0,41</u> 0,36 (2)
	Андезибазальт (ANDB)	СПГУ, 2019 г.	<u>51,40-201,33</u> 124,22 (9)	–	<u>5,58-18,49</u> 11,82 (39)	–	–	–	<u>25,61-56,90</u> 40,28 (5)	<u>23,99-34,73</u> 29,18 (3)	–	–	–	<u>6,86-29,64</u> 20,36 (5)	<u>0,08-0,59</u> 0,30 (3)
	Порфириты, андезитобазальты даек интрузий	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	<u>85,0-212,0</u> 142,2 (11)	<u>60,0-209,0</u> 131,6 (8)	<u>5,5-15,0</u> 10,0 (11)	<u>27-35</u> 31 (3)	–	–	–	–	<u>15,0-32,6</u> 21,4 (3)	–	–	–	–
Риолиты	Риолит (RHY)	СПГУ, 2019 г.	<u>68,91-206,02</u> 111,08 (12)	–	<u>5,23-32,47</u> 14,56 (52)	–	–	29,01 (1)	–	<u>23,76-24,34</u> 24,05 (2)	–	–	53,67 (1)	–	<u>0,46-1,21</u> 0,84 (2)
	Риолит-порфир (RHPO)	СПГУ, 2019 г.	<u>55,68-214,15</u> 141,05 (27)	–	<u>3,79-14,95</u> 9,42 (44)	–	–	38,3 (1)	<u>41,20-44,77</u> 42,99 (2)	<u>19,42-41,18</u> 28,28 (3)	–	–	50,31 (1)	<u>17,64-21,01</u> 19,33 (2)	<u>0,77-1,84</u> 1,22 (3)
	Риодациты (RDAC)	СПГУ, 2019 г.	<u>85,00-203,61</u> 144,56 (6)	–	<u>5,69-23,80</u> 13,69 (46)	–	–	47,65 (1)	–	<u>12,58-22,63</u> 17,61 (2)	–	–	21,15 (1)	–	<u>1,17-1,40</u> 1,29 (2)
	Риодацит-порфир (RHDP)	СПГУ, 2019 г.	<u>98,03-126,17</u> 112,10 (2)	–	<u>10,05-18,11</u> 13,68 (20)	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–
	Гранофиры	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	<u>73,0-155,0</u> 110,13 (4)	103,0 (1)	<u>7,5-12,0</u> 10,0 (4)	<u>21-40</u> 28 (3)	–	–	–	–	<u>12,0-44,0</u> 31,8 (3)	–	–	–	–
	Липариты окварцованные и их брекчии	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	<u>97,0-144,0</u> 121,86 (11)	<u>69,0-154,0</u> 102,34 (11)	<u>7,0-13,0</u> 9,65 (11)	<u>30-34</u> 32 (2)	<u>27-33</u> 30 (2)	–	–	–	<u>16,0-40,0</u> 28,0 (2)	<u>18,5-30,0</u> 24,3 (2)	–	–	–
	Липариты серицитизированные и их брекчии	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	<u>51,0-135,3</u> 91,85 (15)	<u>28,3-94,0</u> 59,58 (12)	<u>5,5-13,0</u> 8,45 (15)	<u>27-36</u> 32 (8)	<u>17-39</u> 29 (6)	–	–	–	<u>11,5-37,0</u> 20,4 (8)	<u>7,0-24,0</u> 18,7 (6)	–	–	–
Дациты	Базальт (BAS)	СПГУ, 2019 г.	90,73 (1)	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–
	Диабаз-порфирит (DIAP)	СПГУ, 2019 г.	<u>85,38-232,85</u> 159,68 (11)	–	<u>6,23-27,59</u> 15,87 (55)	–	–	53,71 (1)	<u>38,62-46,65</u> 42,28 (3)	<u>35,47-35,65</u> 35,56 (2)	–	–	5,96 (1)	<u>16,78-25,48</u> 19,71 (3)	<u>0,03-0,29</u> 0,16 (2)
	Диабазы, габбро-диабазы	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	<u>58,1-152</u> 102,0 (22)	<u>31,3-156,6</u> 80,9 (10)	<u>4,6-18,0</u> 11,0 (22)	<u>23-42</u> 31 (12)	<u>21-41</u> 32 (3)	–	–	–	<u>9,0-37,0</u> 22,0 (12)	<u>11,0-32,0</u> 20,5 (3)	–	–	–
	Дациты, липарито-дациты и их брекчии	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	<u>52,0-181,0</u> 98,05 (40)	<u>35,0-188,0</u> 94,23 (16)	<u>4,0-14,0</u> 9,18 (40)	<u>15-42</u> 31 (26)	<u>33-39</u> 36 (7)	–	–	–	<u>5,0-59,5</u> 23,1 (26)	<u>9,0-43,0</u> 21,4 (7)	–	–	–

Продолжение таблицы В.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
Серицитолит	Серицит кварцевый (CMSQ)	СПГУ, 2019 г.	<u>20,82-50,19</u> 35,51 (2)	–	<u>7,09-11,39</u> 9,83 (4)	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–
	Метаморфические породы (MET)	СПГУ, 2019 г.	<u>67,94-178,09</u> 119,27 (4)	–	<u>7,66-26,27</u> 15,44 (23)	–	–	50,32 (1)	40,44 (1)	–	–	–	30,87 (1)	23,59 (1)	–
	(QSER)	СПГУ, 2019 г.	<u>31,86-176,96</u> 101,60 (53)	–	<u>1,92-21,11</u> 8,72 (92)	–	–	40,77 (1)	<u>6,92-44,48</u> 33,96 (4)	<u>16,58-34,21</u> 26,25 (6)	–	–	23,8 (1)	<u>1,51-46,11</u> 20,37 (4)	<u>0,19-0,82</u> 0,42 (6)
	Кварц-карбонат-хлорит-серицитизированная порода	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	84,0 (1)	–	7,0 (1)	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–
Песчаник	Песчаник (SA)	СПГУ, 2019 г.	76,58 (1)	–	<u>11,66-16,92</u> 13,73 (8)	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–
	Вулканомиктовые гравелиты, песчаники	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	<u>64,5-157,0</u> 102,56 (12)	<u>52,5-202,6</u> 100,02 (9)	<u>8,0-15,0</u> 10,73 (12)	<u>12-34</u> 25 (6)	<u>33-37</u> 35 (3)	–	–	–	<u>7,15-43,5</u> 22,8 (6)	<u>2,85-26,5</u> 13,78 (3)	–	–	–
Углистые алевролиты	Алевролит (SI)	СПГУ, 2019 г.	41,94 (1)	–	<u>5,73-14,12</u> 9,22 (7)	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–
	Углистый алевролит (SIC1)	СПГУ, 2019 г.	<u>9,58-109,79</u> 46,83 (10)	–	<u>4,83-24,27</u> 12,85 (66)	–	–	55,16 (1)	<u>38,33-38,94</u> 38,64 (2)	25,99 (1)	–	–	9,45 (1)	<u>12,68-19,36</u> 16,02 (2)	0,23 (1)
	Углисто-кремнистый алевролит (SIC4)	СПГУ, 2019 г.	<u>19,89-131,83</u> 76,52 (3)	–	<u>2,68-13,73</u> 9,15 (8)	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–
	Алевропесчаник (SASI)	СПГУ, 2019 г.	146,75 (1)	–	<u>10,28-19,10</u> 15,98 (7)	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–
	Пеперит (PEPT)	СПГУ, 2019 г.	<u>42,62-200,23</u> 146,64 (6)	–	<u>6,46-29,60</u> 16,29 (40)	–	–	67,72 (1)	<u>47,60-59,80</u> 53,70 (2)	25,17 (1)	–	–	5,82 (1)	<u>0,80-6,67</u> 3,74 (2)	0,43 (1)
	Алевролиты углисто-глинистые	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	<u>41,5-105,0</u> 74,3 (11)	<u>34,1-76,0</u> 55,3 (6)	<u>5,5-11,2</u> 8 (11)	<u>20-35</u> 27 (5)	<u>35-41</u> 37 (4)	–	–	–	<u>12,0-37,5</u> 24,1 (5)	<u>5,5-14,6</u> 8,8 (4)	–	–	–
	Алевролиты окварцованные, кварциты	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	<u>62,8-168,9</u> 105,0 (9)	<u>20,3-53,4</u> 36,9 (2)	<u>4,5-12,5</u> 7,97 (9)	<u>26-37</u> 30 (6)	36 (1)	–	–	–	<u>10,0-99,5</u> 35,8 (6)	14,0 (1)	–	–	–
Карбонатные или известковистые алевролиты	Известковистый алевролит (SIL)	СПГУ, 2019 г.	<u>31,71-156,59</u> 98,79 (9)	–	<u>4,57-24,40</u> 12,56 (20)	–	–	54,35 (1)	<u>35,84-41,06</u> 38,45 (2)	<u>20,60-35,94</u> 30,53 (3)	–	–	18,59 (1)	<u>15,14-23,31</u> 19,23 (2)	<u>0,12-0,89</u> 0,41 (3)
	Кремнистый алевролит (SICH)	СПГУ, 2019 г.	<u>106,52-131,52</u> 119,02 (2)	–	<u>6,60-20,57</u> 16,63 (4)	–	–	–	34,86 (1)	32,95 (1)	–	–	–	16,31 (1)	0,34 (1)
	Кремнисто-известковистый алевролит (SICL)	СПГУ, 2019 г.	<u>37,68-217,66</u> 127,67 (2)	–	<u>10,72-18,23</u> 13,58 (4)	–	–	–	57,69 (1)	–	–	–	–	6,25 (1)	–
	Известковисто-кремнистый алевролит (SILC)	СПГУ, 2019 г.	<u>31,71-156,59</u> 88,97 (2)	–	<u>6,86-28,18</u> 17,88 (19)	–	–	50,19 (1)	–	27,57 (1)	–	–	22,09 (1)	–	0,22 (1)
	Алевролиты известковистые, гематитизированные, серицитизированные	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	<u>30,5-171,0</u> 96,2 (19)	<u>49,6-139,6</u> 92,67 (12)	<u>6,0-14,0</u> 10,0 (19)	<u>16-39</u> 29 (14)	<u>29-38</u> 32 (8)	–	–	–	<u>6,5-35,5</u> 26,6 (13)	<u>10,5-27,5</u> 19,9 (8)	–	–	–

Окончание таблицы В.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
Туфогенные породы	Туф смешанного состава (TUFF)	СПГУ, 2019 г.	<u>131,75-162,98</u> 149,65 (4)	–	<u>7,08-17,67</u> 12,78 (16)	–	–	–	<u>33,01-36,83</u> 34,92 (2)	<u>23,71-29,27</u> 26,49 (2)	–	–	–	<u>10,59-17,77</u> 14,18 (2)	<u>0,69-1,68</u> 1,19 (2)
	Туф базальтовых порфиритов (TFBS)	СПГУ, 2019 г.	<u>17,14-74,53</u> 45,84 (2)	–	<u>3,55-6,83</u> 5,07 (8)	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–
	Туфоконгломерат (TFCG)	СПГУ, 2019 г.	<u>87,64-140,44</u> 119,15 (3)	–	<u>7,02-14,62</u> 9,43 (8)	–	–	–	42,37 (1)	–	–	–	–	24,05 (1)	–
	Туффит (TFF)	СПГУ, 2019 г.	<u>44,22-362,56</u> 171,94 (8)	–	<u>3,21-27,32</u> 14,14 (48)	–	–	48,76 (1)	<u>35,37-57,32</u> 45,06 (3)	<u>21,31-36,61</u> 27,99 (3)	–	–	45,15 (1)	<u>13,07-22,81</u> 16,98 (3)	<u>0,32-0,68</u> 0,49 (3)
	Туфогравелит (TFGR)	СПГУ, 2019 г.	72,06 (1)	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–
	Туфопесчаник (TFSA)	СПГУ, 2019 г.	<u>80,44-99,86</u> 90,15 (2)	–	<u>9,64-12,86</u> 10,87 (4)	–	–	–	36,47 (1)	–	–	–	–	23,79 (1)	–
	Туфопесчаник (TFSI)	СПГУ, 2019 г.	139,19 (1)	–	<u>14,25-22,94</u> 17,97 (8)	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–
	Туфобрекчия (TFBR)	СПГУ, 2019 г.	<u>52,46-127,02</u> 99,36 (6)	–	<u>4,62-11,84</u> 8,26 (12)	–	–	60,64 (1)	35,41 (1)	27,52 (1)	–	–	6,75 (1)	26,53 (1)	0,32 (1)
	Вулканический туф	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	<u>91,0-161,0</u> 119,21 (15)	<u>62,0-147,0</u> 105,25 (8)	<u>5,0-16,5</u> 10,20 (15)	<u>21-39</u> 33 (6)	–	–	–	–	<u>13,5-23,5</u> 20,6 (6)	–	–	–	–
Гравелит	Гравелит (GRAV)	СПГУ, 2019 г.	<u>141,60-159,59</u> 150,60 (2)	–	<u>5,11-14,21</u> 8,69 (4)	–	–	–	<u>35,63-45,17</u> 40,40 (2)	–	–	–	–	<u>17,01-19,36</u> 18,19 (2)	–
	Пропитизация (PR)	СПГУ, 2019 г.	<u>26,49-143,95</u> 85,22 (2)	–	<u>9,00-14,35</u> 11,14 (4)	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–
Кварц	Кварц-карбонат (QCBV)	СПГУ, 2019 г.	133,33 (1)	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–
	Конглобрекции (COBR)	СПГУ, 2019 г.	160,64 (1)	–	<u>7,40-16,56</u> 11,84 (8)	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–
	QSHL	СПГУ, 2019 г.	<u>54,62-160,55</u> 91,65 (7)	–	<u>1,54-23,80</u> 11,77 (47)	–	–	51,07 (1)	24,75 (1)	30,46 (1)	–	–	13,3 (1)	30,38 (1)	0,23 (1)
Руда	Баритовая, барит-полиметаллическая руда	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	<u>41,0-126,2</u> 91,05 (4)	<u>24,0-70,3</u> 49,43 (3)	<u>4,0-6,6</u> 5,28 (4)	<u>36-36</u> 36 (2)	35 (1)	–	–	–	<u>33,5-35,5</u> 33,5 (2)	29,5 (1)	–	–	–
	Полиметаллическая руда	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	<u>61,0-150,2</u> 97,80 (22)	<u>56,8-129,0</u> 92,88 (16)	<u>3,5-15,0</u> 9,58 (19)	<u>25-37</u> 31 (12)	<u>12-40</u> 32 (8)	–	–	–	<u>14,0-32,0</u> 22,8 (12)	<u>9,5-29,0</u> 19,5 (8)	–	–	–

ПРИЛОЖЕНИЕ Г Горнотехнические свойства скальных пород и руд

Таблица Г.1 – Горнотехнические свойства скальных пород и руд

Наименование породы по литологической модели	Наименование породы при лабораторных исследованиях	Лаборатория и год исследования	Значение показателей от–до / среднее (количество определений)					
			коэффициент крепости, $f_{кр}$	коэффициент хрупкости, $K_{хр}$		коэффициент размягчаемости, K_{sof}	водопоглощение, w_n , %	коэффициент абразивности A , мг
				в воздушно- сухом состоянии	в водонасыщенно м состоянии			
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Андезиты	Андезиты (AND)	СПГУ, 2019 г.	$\frac{2,3-12,5}{7,3}$ (9)	–	–	–	–	–
	Андезит-порфирит (ANPR)	СПГУ, 2019 г.	$\frac{9,6-18,3}{13,2}$ (8)	–	–	–	–	–
	Андезибазальт (ANDB)	СПГУ, 2019 г.	$\frac{5,4-20,1}{12,4}$ (9)	–	–	–	–	–
	Порфириты, андезито-базальты даек интрузий	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	$\frac{8,5-21,2}{14,2}$ (11)	$\frac{10,6-17,6}{13,6}$ (11)	$\frac{9,2-19,0}{14,1}$ (8)	$\frac{0,62-1,11}{0,94}$ (8)	$\frac{0,1-1,7}{0,5}$ (5)	$\frac{7-17}{14}$ (7)
Риолиты	Риолит (RHU)	СПГУ, 2019 г.	$\frac{6,9-20,6}{11,1}$ (12)	–	–	–	–	–
	Риолит-порфир (RHPO)	СПГУ, 2019 г.	$\frac{5,6-21,4}{14,1}$ (27)	–	–	–	–	–
	Риодациты (RDAC)	СПГУ, 2019 г.	$\frac{8,5-20,4}{14,5}$ (6)	–	–	–	–	–
	Риодацит-порфир (RHDP)	СПГУ, 2019 г.	$\frac{9,8-12,6}{11,2}$ (2)	–	–	–	–	–
	Гранофиры	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	$\frac{7,3-15,5}{11,01}$ (4)	$\frac{6,6-16,3}{11,45}$ (4)	10,8 (1)	0,66 (1)	0,2 (1)	4 (1)
	Липариты окварцованные и их брекчии	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	$\frac{9,7-14,4}{12,19}$ (11)	$\frac{10,2-16,9}{12,9}$ (11)	$\frac{8,1-20,5}{12,35}$ (11)	$\frac{0,59-1,20}{0,84}$ (11)	$\frac{0,2-0,4}{0,3}$ (2)	$\frac{11-16}{13}$ (3)
	Липариты серицитизированные и их брекчии	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	$\frac{5,1-13,5}{9,2}$ (15)	$\frac{6,8-16,6}{10,86}$ (14)	$\frac{5,7-18,2}{10,15}$ (12)	$\frac{0,26-0,93}{0,62}$ (12)	0,2 (1)	$\frac{2-21}{12,2}$ (6)
Дациты	Базальт (BAS)	СПГУ, 2019 г.	9,1 (1)	–	–	–	–	–
	Диабаз-порфирит (DIAP)	СПГУ, 2019 г.	$\frac{8,5-23,3}{16,0}$ (11)	–	–	–	–	–
	Диабазы, габбро-диабазы	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	$\frac{5,8-15,2}{10,2}$ (22)	$\frac{4,9-25,3}{10,2}$ (22)	$\frac{3,2-13,5}{8,5}$ (10)	$\frac{0,44-1,57}{0,79}$ (10)	$\frac{0,3-0,8}{0,6}$ (2)	$\frac{2,6-43}{24}$ (12)
	Дацинты, липарито-дациты и их брекчии	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	$\frac{5,2-18,1}{9,8}$ (40)	$\frac{4,5-25,8}{11,15}$ (40)	$\frac{4,4-17,1}{11,13}$ (16)	$\frac{0,51-1,75}{0,93}$ (16)	$\frac{0,1-0,3}{0,23}$ (3)	$\frac{6-24}{17,9}$ (16)
Серицитолит	Серицит кварцевый (CMSQ)	СПГУ, 2019 г.	$\frac{2,1-5,0}{3,6}$ (2)	–	–	–	–	–
	Метаморфические породы (MET)	СПГУ, 2019 г.	$\frac{6,8-17,8}{11,9}$ (4)	–	–	–	–	–
	(QSER)	СПГУ, 2019 г.	$\frac{3,2-17,7}{10,2}$ (53)	–	–	–	–	–
	Кварц-карбонат-хлорит-серицитизированная порода	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	8,4 (1)	12 (1)	–	–	–	15 (1)
Песчаник	Песчаник (SA)	СПГУ, 2019 г.	7,7 (1)	–	–	–	–	–
	Вулканомиктовые гравелиты, песчаники	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	$\frac{6,5-15,7}{10,3}$ (12)	$\frac{6,8-14,3}{9,73}$ (12)	$\frac{5,8-16,2}{11,17}$ (9)	$\frac{0,45-1,84}{0,96}$ (9)	$\frac{0,1-0,1}{0,1}$ (2)	$\frac{14-23}{19,1}$ (7)

Продолжение таблицы Г.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Углистые алевролиты	Алевролит (SI)	СПГУ, 2019 г.	4,2 (1)	–	–	–	–	–
	Углистый алевролит (SIC1)	СПГУ, 2019 г.	<u>1,0–11,0</u> 4,7 (10)	–	–	–	–	–
	Углисто-кремнистый алевролит (SIC4)	СПГУ, 2019 г.	<u>2,0–13,2</u> 7,7 (3)	–	–	–	–	–
	Алевропесчаник (SASI)	СПГУ, 2019 г.	14,7 (1)	–	–	–	–	–
	Пеперит (PEPT)	СПГУ, 2019 г.	<u>4,3–20,0</u> 14,7 (6)	–	–	–	–	–
	Алевролиты углисто-глинистые	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	<u>4,2–10,5</u> 7,4 (11)	<u>4,9–14,5</u> 9,82 (10)	<u>4,0–17,6</u> 9,98 (8)	<u>0,58–1,07</u> 0,77 (6)	<u>0,2–0,3</u> 0,3 (3)	<u>2–6</u> 5 (3)
	Алевролиты окварцованные, кварциты	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	<u>6,28–16,89</u> 10,5 (9)	<u>8,2–21,5</u> 13,7 (9)	<u>4,5–9,4</u> 6,95 (2)	<u>0,32–0,52</u> 0,42 (2)	–	<u>1,4–36</u> 18,7 (2)
Карбонатные или известковистые алевролиты	Известковистый алевролит (SIL)	СПГУ, 2019 г.	<u>3,2–15,7</u> 9,9 (9)	–	–	–	–	–
	Кремнистый алевролит (SICH)	СПГУ, 2019 г.	<u>10,7–13,2</u> 11,9 (2)	–	–	–	–	–
	Кремнисто-известковистый алевролит (SICL)	СПГУ, 2019 г.	<u>3,8–21,8</u> 12,8 (2)	–	–	–	–	–
	Известковисто-кремнистый алевролит (SILC)	СПГУ, 2019 г.	<u>3,2–15,7</u> 8,9 (2)	–	–	–	–	–
	Алевролиты известковистые, гематитизированные, серицитизированные	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	<u>3,05–17,1</u> 9,62 (19)	<u>3,6–19,0</u> 10,1 (19)	<u>6,0–19,2</u> 11,69 (12)	<u>0,64–1,99</u> 1,02 (12)	0,05 (1)	<u>3,0–23,0</u> 9,9 (8)
Туфогенные породы	Туф смешанного состава (TUFF)	СПГУ, 2019 г.	<u>13,2–16,3</u> 15,0 (4)	–	–	–	–	–
	Туф базальтовых порфиритов (TFBS)	СПГУ, 2019 г.	<u>1,7–7,5</u> 4,6 (2)	–	–	–	–	–
	Туфоконгломерат (TFCG)	СПГУ, 2019 г.	<u>8,8–14,0</u> 11,9 (3)	–	–	–	–	–
	Туффит (TFF)	СПГУ, 2019 г.	<u>4,4–36,3</u> 17,2 (8)	–	–	–	–	–
	Туфогравелит (TFGR)	СПГУ, 2019 г.	7,2 (1)	–	–	–	–	–
	Туфопесчаник (TFSA)	СПГУ, 2019 г.	<u>8,0–10,0</u> 9,0 (2)	–	–	–	–	–
	Туфопесчаник (TFSI)	СПГУ, 2019 г.	13,9 (1)	–	–	–	–	–
	Туфобрекчия (TFBR)	СПГУ, 2019 г.	<u>5,3–12,7</u> 9,9 (6)	–	–	–	–	–
	Вулканический туф	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	<u>9,1–16,1</u> 11,92 (15)	<u>8,4–21,5</u> 12,6 (15)	<u>11,7–30,3</u> 14,96 (8)	<u>0,68–1,01</u> 0,86 (8)	<u>0,1–0,3</u> 0,16 (5)	<u>8,0–25,0</u> 16, 7 (9)
Гравелит	Гравелит (GRAV)	СПГУ, 2019 г.	<u>14,2–16,0</u> 15,1 (2)	–	–	–	–	–
	Пропилитизация (PR)	СПГУ, 2019 г.	<u>2,6–14,4</u> 8,5 (2)	–	–	–	–	–
Кварц	Кварц-карбонат (QCBV)	СПГУ, 2019 г.	13,3 (1)	–	–	–	–	–
	Конглобрекчии (COBR)	СПГУ, 2019 г.	16,1 (1)	–	–	–	–	–
	QSHL	СПГУ, 2019 г.	<u>5,5–16,1</u> 9,2 (7)	–	–	–	–	–

Окончание таблицы Г.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Руда	Баритовая, барит-полиметаллическая руда	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	<u>4,1–12,6</u> 9,11 (4)	<u>7,5–31,5</u> 18,08 (4)	<u>5,4–8,9</u> 6,77 (3)	<u>0,56–0,76</u> 0,63 (3)	<u>0,8–0,8</u> 0,8 (2)	<u>2–20</u> 9 (3)
	Полиметаллическая руда	ВНИИЦветмет, 1984-1985 гг.	<u>6,1–15,02</u> 9,78 (22)	<u>4,9–72</u> 13,93 (21)	<u>5,1–19,2</u> 12,11 (16)	<u>0,64–1,37</u> 0,91 (16)	<u>0,04–0,8</u> 0,27 (6)	<u>0,4–25</u> 13,24 (12)

ПРИЛОЖЕНИЕ Д
Гидрогеологическая колонка

Таблица Д.1 – Гидрогеологическая колонка для Новолениногорского месторождения при отработке запасов Богатой, Баритовой и Буровской рудных залежей

Стратиграфические подразделения и магматические образования					Геофилтрационный ярус	Гидрогеологические подразделения			Геометрические характеристики в пределах прогнозной зоны сдвижения от отработки запасов Богатой, Баритовой и Буровской рудных залежей								Удельный дебит скважин, дм ³ /с	Коэффициент фильтрации, м/сут	Минерализация воды, мг/дм ³	Преобладающий химический тип воды	Практическое значение	
эратема	система	Отдел	Ярус	Индекс		Индекс	наименование	литологическая характеристика пород	мощность, м	положение кровли водоносного подразделения		положение уровня воды водоносного подразделения			положение подошвы водоносного подразделения							
										глубина от поверхности земли, м	абсолютная отметка, м	относительно поверхности земли, м	абсолютная отметка, м	напор над кровлей, м	абсолютная отметка, м	минимальная высота над кровлей рудных залежей, м						
Кайнозойская	Четвертичная	Голоцен	–	dpQ _{III-IV}	Верхний	dpQ _{III-IV}	Слабопроницаемый локально-слабоводоносный верхнечетвертичный-голоценовый делювиально-пролювиальный горизонт	2–15 8,5	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	Практического значения не имеет			
		Верхний	–			apQ _{III-IV}	Водоносный верхнечетвертичный-голоценовый аллювиально-пролювиальный горизонт	3–8 5,5	0	1027–1070 1044	0–(–6)* –3	1022–1060 1037	–	1018–1048 1033	718–833 776	0,38	9,1	60		Cl, HCO ₃ Mg, Ca		
		Средний	–	apQ _{II}		Водоносный среднечетвертичный аллювиально-пролювиальный горизонт	0–24 12	2–16 9,5	1016–1050 1033	0–(–8) –4	1021–1068 1045	0–6 3	992–1038 1015	708–815 762	0,22–4,34 1,31	1,4–37,2 12,63	38–264 95	Cl, HCO ₃ Mg, Na, Ca		Поровые подземные воды всех водоносных горизонтов, находящихся в верхнем геофилтрационном ярусе Лениногорской впадины, из-за наличия тесной гидравлической связи между собой и с трещинными водами водоносной зоны трещиноватости палеозойских пород, будут восполнять ресурсы последней при дренировании их подземными горными выработками		
				apQ _{II}		Водоупорный среднечетвертичный аллювиально-пролювиальный горизонт	0–32	30–58 44	–	–	–	–	–	–	–	–	–					
				dpQ _{II}		Водоносный среднечетвертичный делювиально-пролювиальный горизонт	0–43 22	6–13 10	1056–1113 1085	(–6)–(–12) –9	1053–1098 1076	0–4 2	1013–1064 1039	758–823 791	0,02–4,26 0,63	0,14–23,6 5,39	38–79 59	SO ₄ , Cl, HCO ₃ Mg, Na, Ca				
				dpQ _{II}		Водоупорный среднечетвертичный делювиально-пролювиальный горизонт	0–15	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–			–	
		Нижний	–	apQ _I		Водоупорный нижнечетвертичный аллювиально-пролювиальный горизонт	0–90	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–		–		
				dpQ _I		Слабоводоносный нижнечетвертичный делювиально-пролювиальный горизонт	0–160	30–58 44	992–1044 1018	–	–	–	922–980 950	613–800 707	–	–	–	–				
Палеозойская	Пермская	Нижний	–	C ₃ -P ₁	Нижний	PZ	Водоносная зона трещиноватости палеозойских пород	Слабоводоносная локально-водоносная зона экзогенной трещиноватости палеозойских пород (от кровли палеозойского массива до глубины в среднем 60 м)	Граниты и плагиогранит-порфиры змеиногорского интрузивного комплекса. Диабазы и диабазовые порфириты в отложениях сокольной свиты. Известково-глинистые, углисто-глинистые, кремнисто-глинистые алевролиты с прослоями песчаников, туфопесчаников, туфогравелитов сокольной свиты. Липатиртовые порфиры, субвулканические и кварцевые альбитофиры в низах сокольной свиты и на контакте с ильинской свитой. Андезитовые и андезито-базальтовые порфиры и их брекчии, туфы, туффиты, гравелиты, пепериты, песчаники, алеролиты, кремнистые и яшмовидные породы с линзами известняков ильинской свиты. Андезитовые и андезитово-базальтовые порфириты в разрезах ильинской и крюковской свит. Известковистые, кремнисто-известковистые алевролиты, лавы, лавобрекчии, гравелиты, известково-углистые алевролиты, алевропесчаники, туфогравелиты крюковской свиты. Песчаники полимиктовые, кремнисто-глинистые и известково-глинистые алевролиты, туфы с прослоями вулканомиктовых и туфогенных гравелитов лениногорской свиты. Кварц-карбонат-эпидот-хлоритовые сланцы по песчаникам и алевролитам заводской свиты. Липаритовые и липарито-дацитовые порфиры в верхах заводской, лениногорской и крюковской свит	40–100 60	14–270 150	940–1027 925	0,76**–(–14,8) -7,97	1032–1100 1060	5–200 100	840–987 914	622–760 690	0,004–1,04 0,24	0,007–4,2 1,45***	106–231 148	SO ₄ , Cl, HCO ₃ Mg, Ca, Na	Трещинные подземные воды экзогенной зоны трещиноватости будут обводнять: - шахтные стволы и наклонные съезды непосредственно; - горные выработки, расположенные на горизонтах от плюс 320 м до минус 130 м, только через стволы незатампонированных разведочных скважин, подработанных этими выработками
		Верхний	–																			
		Нижний	–							C ₁												
	Девонская	Средний	Эйфельский	D ₂ ef sk						Трещинные подземные воды отдельных слабоводоносных зон будут обводнять горные выработки, расположенные в пределах водоупорной зоны, непосредственно при подработке этих зон выработками и через незатампонированные разведочные скважины												
			–	D ₁ -2il																		
		Нижний	Эмский	D ₁ e ₂ kr																		
				D ₁ e ₁ ln																		
	Силурская	Верхний	–	S ₂ -D ₁																		

Примечания:
* Ниже уровня земли (со знаком минус).
** Выше уровня земли (со знаком плюс).
***Усреднённое значение на весь открытый ствол скважины .

ПРИЛОЖЕНИЕ Е

Минеральные ресурсы

№ 26-02-26/4565 от 17.02.2022

**QAZAQSTAN RESPÝBLIKASY
EKOLOGIA, GEOLOGIA
JÁNE TABÍGI RESÝRSTAR
MINISTRILIGI**

GEOLOGIA KOMITETI

010000, Nur-Sultan q., A. Mámбетова k-si., 32
tel.: 8(7172)390310, faks: (7172)390440
e-mail: komgeo@geology.kz

№



**МИНИСТЕРСТВО
ЭКОЛОГИИ, ГЕОЛОГИИ И
ПРИРОДНЫХ РЕСУРСОВ
РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН**

КОМИТЕТ ГЕОЛОГИИ

010000, Нур-Султан, ул. А. Мамбетова, 32
тел.: 8(7172)390310, факс: (7172)390440
e-mail: komgeo@geology.kz

ТОО «Казцинк»

Копия: МД «Востказнедра»

ТОО «РЦГИ «Казгеоинформ»

В дополнение к исходящему письму Комитета геологии от 27.01.2022 № 26-03-26/4565 сообщаем следующее.

В соответствии с пунктом 10 статьи 278 Кодекса «О недрах и недропользования» «Отчет о минеральных ресурсах золото-полиметаллического месторождения Ново-Ленинское», выполненный по стандартам KAZRC, принят.

Согласно «Правил ведения единого кадастра государственного фонда недр и Правил предоставления информации по государственному учету запасов полезных ископаемых государственным органам», утвержденных Приказом и.о. Министра по инвестициям и развитию Республики Казахстан от 25 мая 2018 года № 393 ресурсы золото-полиметаллической руды для условий подземной добычи на залежах Баритовая, Буровская и Богатая месторождения Ново-Ленинское в Восточно-Казахстанской области приняты на Государственный учет недр Республики Казахстан по состоянию на 02.01.2022 в следующих количествах:

Показатели	Ед. измер.	Ресурсы по категориям	
		выявленные	предполагаемые
руда	тыс.т	7993,6	22244,8
цинк	тыс.т	344,5	1005,5
свинец	тыс.т	134,3	367
медь	тыс.т	13,6	46,7
золото	кг	15987,2	40040,6
серебро	т	303,8	1067,8
барит	тыс.т	666,05	2553,96
сера общая	тыс.т	365,81	748,8
сера пиритная	тыс.т	206,44	438,62
кадмий	т	1086,6	1952,9
висмут	т	11,91	35,24
селен	т	11,02	41,15
теллур	т	3,62	17,82
средние содержания:			
цинк	%	4,31	4,52
свинец	%	1,68	1,65

медь	г/т	0,17	0,21
золото	г/т	2	1,8
серебро	%	38	48
барит	%	8,3	11,5
сера общая	%	4,58	3,37
сера пиритная	%	2,58	1,97
кадмий	%	0,0140	0,0090
висмут	%	0,00015	0,00016
селен	%	0,00014	0,00019
теллур	%	0,00005	0,00008

Отчет, географические координаты контура подсчета запасов необходимо сдать на хранение в Республиканские геологические фонды ТОО «РЦГИ «Казгеоинформ» и территориальные геологические фонды при МД «Востказнедра».

И.о. Заместителя председателя

А. Пшенбаев

Исп.: Н. Сундыкова
Эл. почта: n.sundukova@ecogeo.gov.kz
Тел. 8 (7172) 272663

Согласовано

15.02.2022 15:06 Байбатыров Маргулан Жумадильдаевич

Подписано

16.02.2022 20:17 Пшенбаев Аскат Сагдатович



Тип документа	Исходящий документ
Номер и дата документа	№ 26-02-26/4565 от 17.02.2022 г.
Организация/отправитель	КОМИТЕТ ГЕОЛОГИИ МИНИСТЕРСТВА ЭКОЛОГИИ, ГЕОЛОГИИ И ПРИРОДНЫХ РЕСУРСОВ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН
Получатель (-и)	ДРУГИЕ
	НЕТ
Электронные цифровые подписи документа	 Подписано: Руководитель управления Время подписи: 15.02.2022 15:06
	 Физическое лицо Подписано: Заместитель председателя ПШЕНБАЕВ АСКАТ МПТbQYJ...1snYIVqqD Время подписи: 16.02.2022 20:17
	 Физическое лицо Подписано: Руководитель управления БАЙТАНБАЛИЕВА БАКЫПТУЛЬ МПТbQYJ...xhhE2KpD7 Время подписи: 17.02.2022 08:36



Данный документ согласно пункту 1 статьи 7 ЗРК от 7 января 2003 года N370-П «Об электронном документе и электронной цифровой подписи», удостоверенный посредством электронной цифровой подписи лица, имеющего полномочия на его подписание, равнозначен подписанному документу на бумажном носителе.

ПРИЛОЖЕНИЕ Ж

Горный отвод



Приложение № _____
к Контракту № _____
на право недропользования
полиметаллы, золото, серебро
(вид полезного ископаемого)
добыча
(вид недропользования)
от 13 февраля 2024 год
рег. № 1470 - Д - ТПИ

РЕСПУБЛИКАНСКОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ «КОМИТЕТ ГЕОЛОГИИ МИНИСТЕРСТВА ПРОМЫШЛЕННОСТИ И СТРОИТЕЛЬСТВА РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН»

ГОРНЫЙ ОТВОД

Предоставлен Товариществу с ограниченной ответственностью «Казцинк» для осуществления операций по недропользованию на месторождении Новоленинское на основании письма Компетентного органа № 03-2-18/33375 от 18 августа 2023 года и Акта обследования от 29 ноября 2023 года.

Горный отвод расположен в Восточно-Казахстанской области.

Границы горного отвода показаны на картограмме и обозначены угловыми точками: для подземного способа отработки (залежи Баритовая, Буровская, Богатая) с №1 по №11, для открытого способа отработки (залежь Успенская) с №12 по №17.

№ точек	Координаты угловых точек для подземного способа отработки (залежи Баритовая, Буровская, Богатая)					
	Северная широта			Восточная долгота		
	гр.	мин.	сек.	гр.	мин.	сек.
1	50	20	48	83	41	5
2	50	20	44	83	41	14
3	50	20	12	83	41	14
4	50	20	3	83	40	40
5	50	19	53	83	40	17
6	50	19	47	83	39	47
7	50	19	52	83	39	34
8	50	20	17	83	39	50
9	50	20	25	83	39	35
10	50	20	28	83	39	35
11	50	20	40	83	39	55

Площадь – 2,543 кв.км

№ точек	Координаты угловых точек для открытого способа отработки (залежь Успенская)					
	Северная широта			Восточная долгота		
	гр.	мин.	сек.	гр.	мин.	сек.
12	50	21	17	83	40	6
13	50	21	15	83	40	21
14	50	21	2	83	40	19
15	50	20	54	83	39	45
16	50	20	59	83	39	31
17	50	21	12	83	39	34
Площадь – 0,502 кв. км						

Общая площадь горного отвода составляет – 3,045 (три целых сорок пять тысячных) кв.км;

Глубина отработки: для подземного способа отработки – до отметки (-118м.), для открытого способа отработки – до отметки (+1120м.).

Заместитель председателя



К. Туткышбаев

**г. Астана
февраль, 2024 г.**



Жер қойнауын пайдалануға арналған

№ _____ келісімшартқа

№ _____ қосымша

полиметал, алтын, күміс

(пайдалы қазба түрі)

өндіру

(жер қойнауын пайдалану түрі)

2024 жылғы 23 ақпандағын

тіркеу № 1470 - Ө - ҚПҚ

**«ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ
ӨНЕРКӘСІП ЖӘНЕ ҚҰРЫЛЫС МИНИСТРЛІГІНІҢ
ГЕОЛОГИЯ КОМИТЕТІ»
РЕСПУБЛИКАЛЫҚ МЕМЛЕКЕТТІК МЕКЕМЕСІ**

ТАУ-КЕНДІК БӨЛУ

Қүзіретті органның 2023 жылғы 18 тамыздағы № 03-2-18/33375 хаты және 2023 жылғы 29 қарашадағы тексеру актісі негізінде Новолениногорское кен орнында жер қойнауын пайдалану операцияларын жүзеге асыру үшін «Казцинк» жауапкершілігі шектеулі серіктестігіне беріледі.

Тау-кендік бөлуі Шығыс Қазақстан облысында орналасқан.

Тау-кендік бөлудің шегі картограммада көрсетілген және жер асты тәсілімен өндіру үшін (Бариттік, Буровская, Богатая кен шоғырлары) № 1-ден және №11-ге дейін, ашық тәсілімен өндіру үшін (Үспен кен шоғыры) № 12-ден және №17-ге дейінгі бұрыштық нүктелерімен белгіленген.

бұрыштық нүктелер №	Жер асты тәсілімен өндіру үшін бұрыштық нүктелер координаттары (Бариттік, Буровская, Богатая кен шоғырлары)					
	Солтүстік ендік			Шығыс бойлық		
	гр.	мин.	сек.	гр.	мин.	сек.
1	50	20	48	83	41	5
2	50	20	44	83	41	14
3	50	20	12	83	41	14
4	50	20	3	83	40	40
5	50	19	53	83	40	17
6	50	19	47	83	39	47
7	50	19	52	83	39	34
8	50	20	17	83	39	50
9	50	20	25	83	39	35
10	50	20	28	83	39	35
11	50	20	40	83	39	55
Ауданы – 2,543 шаршы км						

бұрыштық нүктелер №	Ашық тәсілімен өндіру үшін бұрыштық нүктелер координаттары (Үспен кен шоғырлары)					
	Солтүстік ендік			Шығыс бойлық		
	гр.	мин.	сек.	гр.	мин.	сек.
12	50	21	17	83	40	6
13	50	21	15	83	40	21
14	50	21	2	83	40	19
15	50	20	54	83	39	45
16	50	20	59	83	39	31
17	50	21	12	83	39	34
Ауданы – 0,502 шаршы км						

Тау-кендік бөлудің жалпы ауданы – 3,045 (үш бүтін мыңнан қырық бес) шаршы км.

Тау-кендік бөлудің тереңдігі: жер асты тәсілімен өндіру (-118 м) белгіге дейін, ашық тәсілімен өндіру (+1120 м) белгіге дейін.

Төраға орынбасары

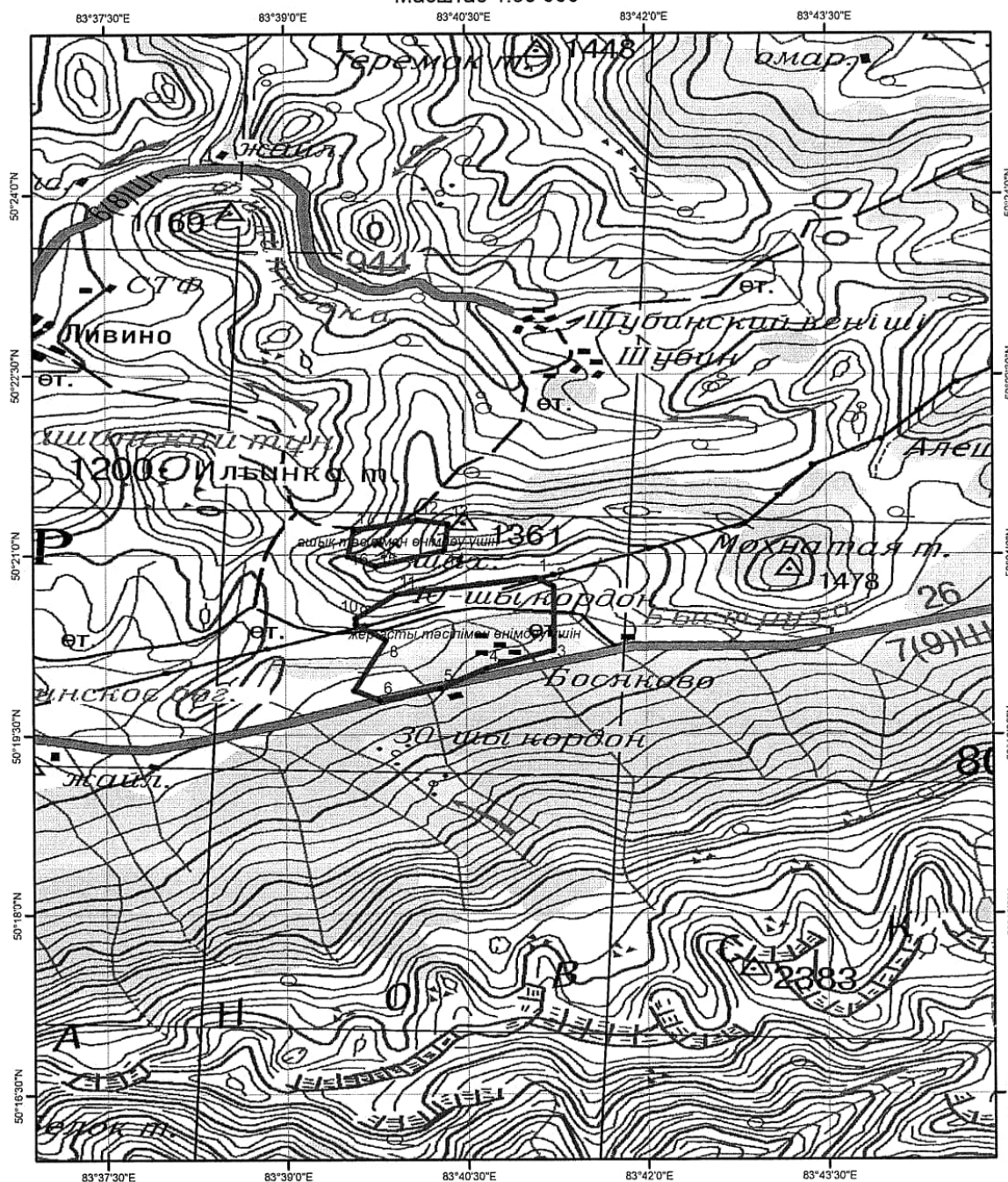


Қ. Тұтқышбаев

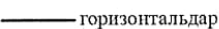
Астана қ.
ақпан, 2024 ж.

Шығыс Қазақстан облысындағы Новолениногорск кен орнының
тау-кендік бөлуінің орналасу картограммасы

Масштаб 1:80 000



Шартты белгілер:

	тау-кендік бөлуінің пішіні		горизонтальдар		шоссе
	елді-мекендер		өзен		

Астана, 2024 жыл

ПРИЛОЖЕНИЕ И
Объемы горнопроходческих работ

Таблица И.1 - Объемы горнопроходческих работ

Наименование выработок	Вид крепи	Длина, м	Сечение, м ²		Объем выемки, м ³
			в проходке	в свету	
Наклонный автотранспортный ствол					
Наклонный автотранспортный ствол с отметки +875,000 м до на отметки +260,000 м с монтажными и пуско-наладочными работами	Торкретбетон	3237,9	21,9	21,3	70909,0
	Торкретбетон, анкер сталеполимерный, сетка металлическая	276,4	21,9	21,3	6053,0
	Бетон	236,9	25	21,3	5923,0
	СВП 22, сетка металлическая	197,4	23,9	21,4	4719,0
Вентиляционные двери	Комбинированная				10,0
Сопряжения С-1, С-2, С-3, С-4, С-5 (25 шт.)	Комбинированная				10000,0
Итого по автотранспортному стволу:		3948,6			97614
Конвейерный наклонный ствол					
Конвейерный наклонный ствол с монтажными и пуско-наладочными работами	Торкретбетон	4040,9	16,6	16,1	67078,9
	Торкретбетон, анкер сталеполимерный, сетка металлическая	475,4	16,6	16,1	7891,6
	Бетон	142,6	19,3	16,1	2752,6
	СВП 22, сетка металлическая	95,1	18,3	16,2	1740,0
Камера перегрузки и натяжной станции (2 шт.)	Торкретбетон				6188,0
Сопряжения (25 шт.)	Торкретбетон				10000,0
Итого конвейерный наклонный ствол:		4754,0			95651
Ствол "Вентиляционный"					
Ствол "Вентиляционный" с отм. +1069,750 м до +321,750 м с монтажными и пуско-наладочными работами	Бетон	748	24,6	19,6	18401,0
Вентканал					100,0
Проходка технологического отхода					1487,0
Сопряжение с горизонтом +320 м					128,0
Опорный венец					285,0
Итого по Стволу "Вентиляционный"		748			20401
Ствол "Клетевой"					
Ствол "Клетевой" с отм. +1060,730 м до +321,730 м с монтажными и пуско-наладочными работами	Бетон	731,0	58,1	50,3	42451,0
Вентканал					100,0
Проходка технологического отхода					1487,0

ПРИЛОЖЕНИЕ К

Расчет технологического оборудования

Таблица К.1 – Расчет буровой установки для очистного бурения Sandvik DD421

Наименование показателей	Ед. изм.	Показатели
Данные по руднику		
Продолжительность смены (Т)	ч	10
Количество смен		2
Производительность рудника		
-годовая добыча руды	тыс.т	2700
-суточная	т	7397
-сменная	т	3699
Плотность руд	т/м ³	2,93
Выход руды с 1 п.м.		
скважины	м ³ /м	2,1
Объем бурения на один веер	м/см	601,1
Средний объем бурения скважин	м/см	601,1
Расчетные данные		
Время подготовительно-заключительных операций (t _{пз})	мин	15
Время на вспомогательные операции (t _{уд})	мин	57
Коэффициент использования машинного времени (кв)	-	0,75
Скорость бурения ($V = (13400 \cdot A \cdot n) / (d^2 \cdot (10 \cdot f))$)	м/мин	0,56
Энергия удара (А)	Дж	360
Частота ударов (n)	Гц	60
Диаметр скважины (d)	мм	89
Предел прочности на сжатие ($\sigma_{сж} = 10 \cdot f$)	МПа	120
Коэффициент крепости руды (f)		12
Сменная эксплуатационная производительность	м/см	221
Количество вееров, обуриваемых за смену	шт.	0,4
Время на бурение одного веера	ч	27
Количество буровых машин в работе	шт	3,0
Коэффициент инвентарных машин		1,25
Принято	шт	4,0

Таблица К.2 – Расчет буровой установки для очистного бурения Sandvik DD321
(залежь «Буровская» наклонная часть)

Наименование показателей	Ед. изм.	Показатели
Данные по руднику		
Продолжительность смены (Т)	ч	10
Количество смен		2
Производительность рудника		
-годовая добыча руды	тыс.т	300
-суточная	т	822
-сменная	т	411
Плотность руд	т/м ³	2,93
Выход руды с 1 п.м.		
скважины	м ³ /м	2,1
Объем бурения на один веер	м/см	66,8
Средний объем бурения скважин	м/см	66,8
Расчетные данные		
Время подготовительно-заключительных операций (t _{пз})	мин	15
Время на вспомогательные операции (t _{уд})	мин	57
Коэффициент использования машинного времени (кв)	-	0,75
Скорость бурения ($V = (13400 \cdot A \cdot n) / (d^2 \cdot (10 \cdot f))$)	м/мин	0,56
Энергия удара (А)	Дж	360
Частота ударов (n)	Гц	60
Диаметр скважины (d)	мм	89
Предел прочности на сжатие ($\sigma_{сж} = 10 \cdot f$)	МПа	120
Коэффициент крепости руды (f)		12
Сменная эксплуатационная производительность	м/см	221
Количество вееров, обуриваемых за смену	шт.	3,3
Время на бурение одного веера	ч	3
Количество буровых машин в работе	шт	1,0
Коэффициент инвентарных машин		1,25
Принято	шт	2,0

Таблица К.3. – Расчет буровой установки для проходческих работ

Наименование показателей	Ед. изм.	Показатели
Данные по руднику		
Продолжительность смены (Т)	ч	10
Сечение	м ²	16
Объем бурения (1 забой)	м	100
Время передвижения от забоя к забою	ч	0,3
Расчетные данные		
Время подготовительно-заключительных операций (t _{пз})	мин	15
Время подготовительно-заключительных операций при бурении (t' _{пз})	мин	57
Количество бурильных установок (n)	шт.	1
Коэффициент одновременности работы бурильных машин (k ₀)	-	1
Время на манипулирование (t _{ман})	мин	0,5
Коэффициент использования машинного времени на бурение (k _в)		0,60
Время обратного хода бурильной головки (t _{о.х.} =1/V _{о.х.})	мин	5
Скорость обратного хода (V _{о.х.})	м/мин	20
Время на замену коронок (t _к)	мин	3
Скорость бурения ($V=(13400 \cdot A \cdot n)/(d^2 \cdot (10 \cdot f))$)	м/мин	0,56
Энергия удара (А)	Дж	360
Частота ударов (n)	Гц	60
Диаметр шпура (d)	мм	89
Предел прочности на сжатие ($\sigma_{сж}=10 \cdot f$)	МПа	120
Коэффициент крепости руды (f)		12
Сменная эксплуатационная производительность	м/см	176
Занятость буровой машин в смену на один забой	%	0,6
Время на бурение одного забоя	ч.	6
Количество забоев, обуриваемых за смену	шт.	1,6
Количество буровых машин в работе	шт	2,0
Коэффициент инвентарных машин		1,25
Принято		3

Таблица К.4 – Расчет количества погрузочно-доставочных машин

Наименование показателей	Формулы	ОР				ГКР	ГПР и ГНР
		Значение					
Расчет количества техники							
Мощность двигателя, кВт				257			
Мощность двигателя, л.с.				349,5			
Грузоподъемность, кг				14000			
Вводные данные (тех. характеристика ПДМ)							
Время подъема стрелы, с	T1			7		7	7
Время опускания стрелы, с	T2			2,9		2,9	2,9
Время заполнения ковша, с	T3			12		12	12
Время опускания ковша, с	T4			2		2	2
Время подъема ковша, с	T5			3		3	3
Коэфф. маневра при разгрузки	Кманевр			1,2		1,2	1,2
Время опрокидывания ковша, с	T6			2,7		2,7	2,7
Скорость движения:							
- грузенной	Uгр			км/ч	4	м/с	1,1
- порожней	Uпор			км/ч	12	м/с	3,3
Коэфф. среднеходовой скорости	Кс.с			0,6		0,6	0,6
Средняя скорость движения:							
- грузенной	Uгр			км/ч	2,4	м/с	0,7
- порожней	Uпор			км/ч	7,2	м/с	2
Объем ковша, м3	Vковш			5,7		5,7	5,7
Коэфф. наполнения ковша	Кн.к.			0,8		0,8	0,8
Коэфф. исп. машины во времени за см.	Кв			0,8		0,8	0,8
Вводные данные (данные по руднику)							
Число рабочих дней в году	Nг			365			
Число смен	Nсм			2			
Число часов работы в смену	Tсм			10			
Горная масса (руда), т	Гр			2700000			
Горная масса (порода), т	Гп			0		180 000,0	80 000,0
Расстояние движения:							
- в грузенном состоянии, м	Lср1			200		200	200
- в порожнем состоянии, м	Lср2			200		200	200
Коэфф. негабарита	Кнегаб			1,05		1,05	1,05
Плотность руды, т/м3	П руды			2,93		2,7	2,7
Коэфф. разрыхления руды	Кр			1,7		1,7	1,7
Коэфф. неравномерности	Кн			1,25		1,25	1,25
Продолжительность смены, ч	Tсм			10		10	10
Расчетные данные							
Время наполнения ковша, с	Tнапол=Кнегаб x (T3 + T4 + T5)			20,4		20,4	20,4
Время разгрузки ковша, с	Tразгр=Кманевр x (T1 + T2 + T4 + T5)			17,9		17,9	17,9
Время движения:							
- в грузенном состоянии, с	Tгр=Lср1 / Uгр			298,5		298,5	298,5
- в порожнем состоянии, с	Tпор=Lср2 / Uпор			100		100	100
Время цикла работы машины, с	Tц =Tнапол + Tразгр + Tгр + Tпор			436,8		436,8	436,8
Количество циклов в час, шт	Nц=3600 / Tц			8,2		8,2	8,2
Техническая производительность, т/ч	Птехн=3600 x (Vковш x Кн.к. x П руды) / (Tц x Кр)			65		60	60
Сменная экстпуатация производства, т/см	Пэксп=Кв x Tсм x Птехн			520		480	480
Годовая производительность ПДМ, т/год	Пгод=Пэксп x 365 дней x 2 смены			379600		380400	350400
Рабочий парк ПДМ	Ц=(Гр + Гп) x Кн / Пгод			9,00		2	1

Таблица К.5 - Расчет количества автосамосвалов для перевозки горной массы

Наименование	Ед. изм.	Обозначение, формула	Транспортировка	
			Руда	Порода
Тип транспортной машины	-		CATAD45B	
Грузоподъемность машины	т	P	45	45
Емкость кузова транспортной машины	м ³	V	0	0
Производительность загрузочного устройства	т/мин	Q _р	20	20
Объем материала	т	Q	2700000	270000
Коэффициент неравномерности	-	K _{нер}	1,25	1,25
Годовой объем	т	Q _г = Q * K _{нер}	3375000	337500
Насыпной вес	т/м ³	γ = V _{вм} / K _р	1,7	1,6
Число рабочих дней в году	дней	n _г	365	365
Число смен	смена	n _с	2	2
Число часов работы в смену	час	n _ч	8	8
Сменная производительность	т	Q _с = Q _г / (n _г * n _с)	4623,3	462,3
Расстояние по горизонту	м	S _г	200	200
Расстояние по уклону вверх	м	S _{увв}	500	500
Расстояние по уклону вниз	м	S _{увн}	500	500
Расстояние по поверхности	м	S _п	0	0
Скорость движения транспортной машины вверх по уклону	м/с	V _{увв}	2,0	2,0
Скорость движения транспортной машины вниз по уклону	м/с	V _{увн}	4,1	4,1
Скорость движения транспортной машины по горизонту	м/с	V _г	2,0	2,0
Скорость движения по поверхности транспортной машины:				
- груженой	м/с	V _{пг}	0,0	0,0
- порожней	м/с	V _{пп}	0,0	0,0
Время загрузки транспортной машины	с	T _{зтм} = P / Q _р * 60	135	135
Время движения транспортной машины по горизонту	с		98,8	98,8
Время движения транспортной машины вверх по уклону	с	T _{дув} = S _{увв} / V _{увв}	246,9	246,9
Время движения транспортной машины вниз по уклону	с	T _{дун} = S _{увн} / V _{увн}	121,2	121,2
Время движения транспортной машины по поверхности:				
- груженой	с	T _{дпп} = S _п / V _{пг}	0	0
- порожней	с	T _{дпп} = S _п / V _{пп}	0	0
Время разгрузки транспортной машины	с	T _р	20	20
Время стоянки транспортной машины у светофора	с	T _{св}	60	60
Время на маневры транспортной машины	с	T _м	60	60
Время цикла транспортной машины	с	T _{цтм} = T _{зтм} + T _{дув} + T _{дун} + T _{дпт} + T _{дпп} + T _р + T _{св} + T _м	741,9	741,9
Необходимое число рейсов	рейс	N _{рн} = Q _с / P	102,8	10,3
Возможное число рейсов	рейс	N _{рв} = (n _ч * 3600) * T _{цтм}	39	39
Расчетное число самосвалов	шт	N = N _{рн} / N _{рв}	2,64	0,26
Количество самосвалов расчетное	шт		3,0	

ПРИЛОЖЕНИЕ Л

Расчет потребного количества воздуха

РАСЧЕТ ВЕНТИЛЯЦИИ НОВОЛЕНИНОГОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ.

Расчет требуемого количества воздуха, необходимого для проветривания забоев и выработок, произведен в соответствии с «Временным методическим пособием по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания рудников и шахт», утвержденным Госгортехнадзором Казахской ССР 15.03.90 г. №3-11, согласованного с Госгортехнадзором СССР, а также инструкции по безопасному применению в подземных условиях самоходных машин с ДВС.

Исходными данными для расчетов являются:

- максимальная годовая производительность рудника – 2,7 млн. тонн;
- применяемая система разработки – этажно-камерная система с закладкой, камерная система с закладкой, горизонтальные слои с восходящим порядком отработки.

Принятый парк самоходного оборудования для очистной выемки:

- погрузочно-доставочная машина Cat R1700G – 9 шт.;
- автосамосвал Cat AD45B – 3 шт.;
- буровая машина Sandvik DD321 – 2 шт.
- буровая машина Sandvik DL421 – 4 шт.

Принятый парк самоходного оборудования для горнопроходческих забоев:

- автосамосвал Cat AD45B – 1 шт.;
- погрузочно-доставочная машина Cat R1700G – 3 шт.;
- буровая машина Sandvik DD321 – 3 шт.

Количество действующих забоев, в очистной выемке:

- очистных (уборка руды) – 9;
- очистных (крепление и др. работы) – 1.

Количество горно-проходческих забоев:

- горизонтальные забои – 3;
- вертикальные забои – 1.

1. Расчет количества воздуха для проветривания очистного забоя

1.1 По людям

$$Q_{\text{оч}} = q_{\text{н}} \times \frac{Z}{60}, \frac{\text{м}^3}{\text{с}},$$

где $q_{\text{н}}$ – 6 м³/мин, норма подачи в забой свежего воздуха на 1 чел;

Z – наибольшее число людей одновременно находящихся в очистном забое в смену, чел.

$$Q_{\text{оч}} = 6 \times \frac{3}{60} = 0,3 \frac{\text{м}^3}{\text{с}},$$

1.2 По пылевому фактору

$$Q_{\text{оч}} = \frac{J \times v_1}{n - n_{\text{вх}}}, \frac{\text{м}^3}{\text{с}},$$

где J – интенсивность пылевыведения, мг/с;

v_1 – коэффициент, учитывающий снижение пылевыведения при применении средств гидрообеспылевания;

n – ПДК по пыли на рабочих местах – 2 мг/м³;

$n_{\text{вх}}$ – запыленность во входящей струе – 0,3н мг/м³.

Перечисленные данные приняты в соответствии с рекомендациями «Пособия», результаты расчетов приведены в таблице Л.1.

Таблица Л.1 – Потребное количество воздуха по интенсивности пылевыведения

Наименование производственного процесса при очистной добыче		Интенсивность пылевыведения (J), мг/с	Коэф. снижения пылевыведения (v ₁)	ПДК по пыли (n), мг/м ³	Расчетное кол- во воздуха по пыли (Qп), м ³ /с
1	При бурении взрывных скважин буровой станок Sandvik DL421	6,0	0,5	2	2,2
2	При бурении взрывных шпуров буровым станком Sandvik DD321	6,0	-	2	2,2
3	При бурении шпуров под штанговое крепление	12,7	0,2	2	4,5
4	При разгрузке руды ПДМ с ковшом типа CAT R1700G	13,0	0,2	2	1,9

1.3 По газам, образующимся при взрывных работах

1.3.1 В очистных забоях при системе разработке горизонтальные слои с закладкой

$$Q_{\text{оч}} = \frac{3,4}{t} \sqrt{A \times b \times V_{30}}, \text{ м}^3/\text{мин}$$

где t – время проветривания очистного забоя, мин, $t = 30$ мин;

A – масса одновременно взрываемого ВВ, $A = 50$ кг;

b – газовость ВВ (л/кг), принимается равной 100 л/кг;

V_{30} – объем загазованных выработок после взрывных работ, $V_{30} = 2110 \text{ м}^3$.

$$Q_{\text{оч}} = \frac{3,4}{30} \sqrt{50 \times 100 \times 2110} = 368,1 \frac{\text{м}^3}{\text{мин}} = 6,1 \frac{\text{м}^3}{\text{с}}.$$

1.3.2 В очистных забоях при этажно-камерной системе разработке с закладкой

$$Q_{\text{оч}} = \frac{2,32}{K_t \times t} \sqrt[3]{A \times b \times V_k^2}, \frac{\text{м}^3}{\text{мин}},$$

где K_t – коэффициент турбулентной диффузии, $\text{м}^3/\text{мин}$, $K_t = 0,5$;

$$Q_{\text{оч}} = \frac{2,32}{0,5 \times 30} \sqrt[3]{50 \times 1280 \times 650^2} = 464,2 \frac{\text{м}^3}{\text{мин}} = 7,7 \frac{\text{м}^3}{\text{с}}.$$

1.3.3 Подготовительные и нарезные забои

1.3.3.1 При проходке горизонтальных выработок

$$Q_{\text{оч}} = \frac{2,25}{60 \times t} \sqrt[3]{\frac{A \times b \times S^2 \times L^2 \times K_{\text{обв}}}{K_{\text{ут.тр}}^2}}, \frac{\text{м}^3}{\text{с}},$$

где A – масса одновременно взрываемого ВВ, $A = 152$ кг;

b – газовость ВВ, 40 л/кг

S – сечение выработки в проходке, $21,1 \text{ м}^2$;

L – длина тупиковой части выработки, $L = 200 \text{ м}$;

$K_{\text{обв}}$ – коэффициент обводненности, $K_{\text{обв}} = 0,8$;

$K_{\text{ут.тр}}$ – коэффициент утечек воздуха в трубопроводе, при условии применения гибких вентиляционных труб, $K_{\text{ут.тр}} = 1,07$.

$$Q_{\text{оч}} = \frac{2,25}{60 \times 30} \sqrt[3]{\frac{152 \times 40 \times 21,1^2 \times 200^2 \times 0,8}{1,07^2}} = 5,3 \frac{\text{м}^3}{\text{с}}.$$

1.3.3.2 При проходке вертикальных выработок

$$Q_{\text{оч}} = \frac{3,3 \times K_1 \times K_2}{60 \times t} \sqrt{\frac{A \times b \times H \times S}{K_{\text{ут.тр}}}}, \text{ м}^3/\text{с},$$

где H – высота восстающего, $H = 30$ м;

K_1 – коэффициент, учитывающий высоту восстающего, $K_1 = 0,38$;

K_2 – коэффициент, учитывающий способ проветривания (нагнетательный), $K_2 = 1,0$.

$$Q_{\text{оч}} = \frac{3,3 \times 0,38 \times 1,0}{60 \times 30} \sqrt{\frac{40 \times 40 \times 30 \times 9,6}{1,07}} = 0,5 \text{ м}^3/\text{с},$$

1.4 По разжижению выхлопных газов при работе самоходного оборудования с ДВС

$$Q_{\text{оч}} = \frac{N \times q \times K}{60}, \text{ м}^3/\text{с},$$

где N – мощность двигателя, л.с;

q – норма подачи свежего воздуха на 1 л.с мощности двигателя, $q = 3,6$ м³/мин;

K – поправочный коэффициент на количество работающих машин, $K = 1$.

$$Q_{\text{оч}} = \frac{323 \times 3,6 \times 1}{60} = 19,4 \text{ м}^3/\text{с},$$

где 323 л.с – мощность ПДМ Cat R1700G.

1.5 По минимальной скорости движения воздуха

$$Q_{\text{оч}} = v_{\text{мин}} \times S_{\text{св}}, \frac{\text{м}^3}{\text{с}},$$

где $v_{\text{мин}}$ – минимально допустимая скорость воздуха (для очистных забоев $v_{\text{мин}} = 0,5$ м/с, для подготовительных и нарезных выработок $v_{\text{мин}} = 0,25$ м/с);

$S_{\text{св}}$ – сечение выработок, м².

Результаты расчетов приведены в таблице Л.2.

Таблица Л.2 - Потребное количество по минимально допустимой скорости

Наименование выработки, в которой ведутся очистные работы		Сечение выработки (S), м ²	Минимально допустимая скорость (V _{min}), м/с	Расчетное количество воздуха (Q _v), м ³ /с
Очистные работы				
1	Буродоставочный штрек, буровой штрек	15,3	0,5	7,7
2	Отрезной восстающий	5,0	0,5	2,5
Горно-подготовительные и нарезные работы				
1	Доставочный штрек и орт	20,5	0,25	5,1

1.6 Выбор вентилятора местного проветривания для проходки подготовительных и нарезных выработок

1.6.1 Выбор вентилятора производится по расчетным значениям его производительности Q_в и депрессии h_в.

Производительность вентилятора работающего на нагнетание

$$Q_{н.в} = K_{ут.тр} \times Q_{пр}, \frac{м^3}{с},$$

где K_{ут.тр} – коэффициент утечки воздуха через трубопровод на всю его длину, K_{ут.тр} = 1,016;

Q_{пр} – наибольшее значение количества воздуха, полученного при расчетах по различным факторам, Q_{пр}=21,0 м³/с.

$$Q_{н.в} = 1,016 \times 19,4 = 19,7 \frac{м^3}{с},$$

1.6.2 Депрессия вентилятора

$$H_{н.в} = 10,8 \times Q_{н.в}^2 \times R \times \varphi, \text{Па},$$

где R – сопротивление 2 трубопроводов при L = 200 м, R = 0,3 кПа;

φ – коэффициент, учитывающий влияние утечек на депрессию трубопровода

$$\varphi = 0,94\eta + 0,06,$$

где η – коэффициент доставки, η = 0,98

$$\varphi = 0,94 \times 0,98 + 0,06 = 0,98.$$

$$H_{н.в} = 10,8 \times 19,7^2 \times 0,3 \times 0,98 = 1235 \text{ Па.}$$

1.6.3 Количество воздуха подводимого к вентилятору

$$Q_{\pi} = 1,43 \times Q_{н.в}, \frac{\text{м}^3}{\text{с}},$$

$$Q_{\pi} = 1,43 \times 19,7 = 28,2 \frac{\text{м}^3}{\text{с}}.$$

Для обеспечения вентиляции забоя принимаем вентилятор типа ВМЭ-12 в количестве 1 шт. производительностью 30 м³/с.

2. Расчет количества воздуха для проветривания проходческого забоя

2.1 По людям

$$Q_{\text{пр}} = q_n \times \frac{Z}{60}, \frac{\text{м}^3}{\text{с}},$$

где q_n – 6 м³/мин, норма подачи в забой свежего воздуха на 1 чел.;

Z – наибольшее число людей, одновременно находящихся в очистном забое в смену, чел.

$$Q_{\text{пр}} = 6 \times \frac{3}{60} = 0,3 \frac{\text{м}^3}{\text{с}}.$$

2.2 По пылевому фактору

$$Q_{\text{пр}} = \frac{J \times v_1}{n - n_{\text{вх}}}, \frac{\text{м}^3}{\text{с}},$$

где J – интенсивность пылевыведения, мг/с;

v_1 – коэффициент, учитывающий снижение пылевыведения при применении средств гидрообеспыливания;

n – ПДК по пыли на рабочих местах – 2 мг/м³;

$n_{\text{вх}}$ – запыленность во входящей струе – 0,3н мг/м³.

Перечисленные данные приняты в соответствии с рекомендациями «Пособия», результаты расчетов приведены в таблице Л.3.

Таблица Л.3 – Потребное количество воздуха по интенсивности пылевыведения

Наименование производственного процесса при очистной добыче		Интенсивность пылевыведения (J), мг/с	Коэф. снижения пылевыведения (v ₁)	ПДК по пыли (n), мг/м ³	Расчетное кол- во воздуха по пыли (Qп), м ³ /с
1	При бурении взрывных шпуров буровым станком Sandvik DD321	6,0	-	2	2,2
2	При бурении шпуров под штанговое крепление	12,7	0,2	2	4,5
3	При разгрузке руды ПДМ с ковшом типа CAT-1700G	13,0	0,2	2	1,9

2.3 По газам, образующимся при взрывных работах

2.3.1 Горизонтальные и вертикальные выработки

2.3.1.1 При проходке горизонтальных выработок

$$Q_{\text{пр}} = \frac{2,25}{60 \times t} \sqrt[3]{\frac{A \times b \times S^2 \times L^2 \times K_{\text{обв}}}{K_{\text{ут.тр}}^2}}, \frac{\text{м}^3}{\text{с}},$$

где A – масса одновременно взрывающегося ВВ, $A = 152$ кг;

b – газовость ВВ, 40 л/кг

S – сечение выработки в проходке, 21,1 м²;

L – длина тупиковой части выработки, $L = 200$ м;

$K_{\text{обв}}$ – коэффициент обводненности, $K_{\text{обв}} = 0,8$;

$K_{\text{ут.тр}}$ – коэффициент утечек воздуха в трубопроводе, при условии применения гибких вентиляционных труб, $K_{\text{ут.тр}} = 1,07$.

$$Q_{\text{пр}} = \frac{2,25}{60 \times 30} \sqrt[3]{\frac{152 \times 40 \times 21,1^2 \times 200^2 \times 0,8}{1,07^2}} = 5,3 \frac{\text{м}^3}{\text{с}}.$$

2.3.1.2 При проходке вертикальных выработок

$$Q_{\text{пр}} = \frac{3,3 \times K_1 \times K_2}{60 \times t} \sqrt{\frac{A \times b \times H \times S}{K_{\text{ут.тр}}}}, \frac{\text{м}^3}{\text{с}},$$

где H – высота восстающего, $H = 30$ м;

K_1 – коэффициент, учитывающий высоту восстающего, $K_1 = 0,64$;

K_2 – коэффициент, учитывающий способ проветривания (нагнетательный), $K_2 = 1,0$.

$$Q_{\text{пр}} = \frac{3,3 \times 0,64 \times 1,0}{60 \times 30} \sqrt{\frac{40 \times 40 \times 30 \times 9,6}{1,07}} = 0,5 \frac{\text{м}^3}{\text{с}}.$$

2.4 По разжижению выхлопных газов при работе самоходного оборудования с ДВС

$$Q_{\text{пр}} = \frac{N \times q \times K}{60}, \frac{\text{м}^3}{\text{с}},$$

где N – мощность двигателя, л.с;

q – норма подачи свежего воздуха на 1 л.с мощности двигателя, $q = 3,6$ м³/мин;

K – поправочный коэффициент на количество работающих машин, для одной $K = 1$, для двух $K = 0,9$.

$$Q_{\text{пр}} = \frac{(323+555) \times 3,6 \times 0,9}{60} = 47,4 \text{ м}^3/\text{с},$$

где 323 л.с – мощность ПДМ Cat R1700G;

555 л.с – мощность автосамосвала Cat AD45B.

2.5 По минимальной скорости движения воздуха

$$Q_{\text{пр}} = v_{\text{мин}} \times S_{\text{св}}, \frac{\text{м}^3}{\text{с}},$$

где $v_{\text{мин}}$ – минимально допустимая скорость воздуха (горизонтальных и вертикальных выработок $v_{\text{мин}}=0,25 \text{ м/с}$);

$S_{\text{св}}$ – сечение выработок, м^2 .

Результаты расчетов приведены в таблице Л.4.

Таблица Л.4 - Потребное количество по минимально допустимой скорости

Наименование выработки, в которой ведутся очистные работы	Сечение выработки (S), м^2	Минимально допустимая скорость ($v_{\text{мин}}$), м/с	Расчетное количество воздуха (Q_v), $\text{м}^3/\text{с}$
Горизонтальные выработки			
Наклонный автотранспортный ствол	21,3	0,25	5,3
Наклонный конвейерный ствол	16,1	0,25	4,0
Главный вентиляционный штрек	24,1	0,25	6,0
Транспортные съезды, штреки, квершлаг, орты	20,5	0,25	5,1
Вертикальные выработки			
Механизированный восстающий	12,0	0,25	3,0
Вентиляционно-ходовые, вентиляционно-закладочные, вентиляционные восстающие	9,0	0,25	2,3

2.6 Выбор вентилятора местного проветривания

2.6.1.1 Выбор вентилятора для ПДМ Cat R1700G и автосамосвала Cat AD45B производится по расчетным значениям его производительности Q_v и депрессии h_v .

Выбираем в работе два параллельных вентилятора

Производительность одного вентилятора работающего на нагнетание

$$Q_{\text{н.в}} = K_{\text{ут.тр}} \times Q_{\text{пр}}, \frac{\text{м}^3}{\text{с}},$$

где $K_{\text{ут.тр}}$ – коэффициент утечки воздуха через трубопровод $d=1,0 \text{ м}$, $K_{\text{ут.тр}} = 1,016$ (при длине 100 м);

$Q_{\text{пр}}$ – наибольшее количество воздуха, полученного при расчетах по различным факторам,
 $Q_{\text{пр}} = 47,4/2 = 23,7 \text{ м}^3/\text{с}.$

$$Q_{\text{н.в}} = 1,016 \times 23,7 = 24,1 \frac{\text{м}^3}{\text{с}}.$$

2.6.1.2 Депрессия одного вентилятора

$$H_{\text{н.в}} = 10,8 \times Q_{\text{н.в}}^2 \times R \times \varphi, \text{ Па},$$

где R – сопротивление трубопровода при $d=1,0$ м и длине 100 м, $R = 0,39 \text{ к}\mu$;

φ – коэффициент, учитывающий влияние утечек на депрессию трубопровода

$$\varphi = 0,94\eta + 0,06,$$

где η – коэффициент доставки, $\eta = 0,98$

$$\varphi = 0,94 \times 0,98 + 0,06 = 0,98,$$

$$H_{\text{н.в}} = 10,8 \times 24,1^2 \times 0,39 \times 0,98 = 2400 \text{ Па}.$$

2.6.1.3 Количество воздуха подводимого к вентилятору

$$Q_{\text{п}} = 1,43 \times Q_{\text{н.в}}, \frac{\text{м}^3}{\text{с}},$$

$$Q_{\text{п}} = 1,43 \times 24,1 = 34,4 \frac{\text{м}^3}{\text{с}}.$$

Аналогично для второго вентилятора.

Для обеспечения вентиляцией забоя принимаем вентилятор типа ВМЭ-12 в количестве 2 шт. производительностью $24,1 \text{ м}^3/\text{с}.$

3. Расчет количества воздуха, необходимого для проветривания технологических камер

3.1 Для склада ВМ (горизонт +80 м)

$$Q_k = K \times V_k, \frac{\text{м}^3}{\text{мин}},$$

где K – коэффициент, учитывающий кратность обмена воздуха в течение часа, $K = 0,07$;

V_k – суммарный объем камерной выработки, $V_k = 2722 \text{ м}^3$.

$$Q_k = 0,07 \times 2722 = 190,5 \frac{\text{м}^3}{\text{мин}} = 3,2 \frac{\text{м}^3}{\text{с}},$$

Для камеры технического обслуживания и мойки самоходного оборудования (подэтаж +140 м)

$$Q_k = K \times V_k, \frac{\text{м}^3}{\text{мин}},$$

где K – коэффициент, учитывающий кратность обмена воздуха в течение часа, $K = 0,33$;

$$Q_k = 0,33 \times 1344 = 443,5 \frac{\text{м}^3}{\text{мин}} = 7,4 \frac{\text{м}^3}{\text{с}}.$$

Для склада ГСМ (горизонт +50 м) ($V_k = 1350 \text{ м}^3$)

$$Q_k = 0,33 \times 1350 = 445,5 \frac{\text{м}^3}{\text{мин}} = 7,4 \frac{\text{м}^3}{\text{с}}.$$

3.2 Для камер центрального водоотлива и подстанций

$$Q_k = 0,0666 \times V_k, \frac{\text{м}^3}{\text{мин}},$$

где V_k – насосная станция на горизонте +260 м ($V_k = 1580 \text{ м}^3$)

$$Q_k = 0,0666 \times 1580 = 105,2 \frac{\text{м}^3}{\text{мин}} = 1,8 \frac{\text{м}^3}{\text{с}}.$$

Насосная станция на горизонте +80 м

$$Q_k = 0,0666 \times 1580 = 105,2 \frac{\text{м}^3}{\text{мин}} = 1,8 \frac{\text{м}^3}{\text{с}}.$$

Общее количество воздуха для камерных выработок

$$Q_k = 3,2 + 7,4 + 7,4 + 1,8 + 1,8 = 21,6 \text{ м}^3/\text{с}.$$

4. Расчет количества воздуха для проветривания поддерживаемых выработок

$$Q_{\text{п.в}} = S_c \times v_{\text{мин}}, \frac{\text{м}^3}{\text{с}},$$

где S_c – суммарная площадь поперечного сечения выработок (резервные забои в количестве 4 шт., околоствольные выработки слепого ствола «Скипо-Клетевой»), $S_c = 100 \text{ м}^2$;

$v_{\text{мин}}$ – минимальная скорость движения воздуха, $v_{\text{мин}} = 0,15 \text{ м/с}$.

$$Q_{\text{п.в}} = 100 \times 0,15 = 15 \frac{\text{м}^3}{\text{с}}.$$

5. Утечки воздуха через вентиляционные сооружения

Утечки воздуха через вентиляционные сооружения определены:

– для металлических вентиляционных дверей, установленных в выработках базисной вентиляционной сети – 189 м³/мин;

– для металлических вентиляционных дверей, установленных на основных вентиляционных магистралях – 175 м³/мин;

– для шлюза (вентиляционного) из двух вентиляционных дверей норму утечек через одну дверь умножаем на 0,76, для трех дверей – на 0,66, для четырех дверей – на 0,57.

Всего на шахте: металлические вентиляционные двери, установленных в выработках базисной вентиляционной сети – 2 шт., металлические вентиляционные двери, установленных на основных вентиляционных магистралях – 5 шт., шлюзы (вентиляционные) – 1 шт.

Таким образом, суммарная величина внутришахтных утечек воздуха по шахте составляет:

$$Q_{\text{ут}} = 1340 \frac{\text{м}^3}{\text{мин}} = 22,3 \frac{\text{м}^3}{\text{с}}.$$

6. Расчет воздуха для выемочного блока

6.1 Количество воздуха необходимое для проветривания выемочного блока

$$Q_{в.б} = K_3(Q_{оч} \times n) + Q_{п.б}, \text{ м}^3/\text{с},$$

где K_3 – коэффициент запаса, учитывающий утечки через выработанное пространство и вентиляционные сооружения в пределах блока, $K_3 = 1,2$;

$Q_{оч}$ – суммарное количество воздуха для проветривания очистных забоев в пределах выемочного блока;

n – количество одновременно работающих очистных блоков.

$Q_{п.б}$ – количество воздуха, необходимое для проветривания нарезных выработок, проводимых внутри блока, $Q_{п.б} = 30 \text{ м}^3/\text{с}$.

$$Q_{в.б} = 1,2(19,4 \times 9) + 1 \times 30 = 240 \text{ м}^3/\text{с}.$$

7. Расчет воздуха для рудника

$$Q_{\text{ш}} = k(Q_{\text{в.б}} + (Q_{\text{пр}} \times n_1 + Q_{\text{пр}} \times n_2) + Q_{\text{к}} + Q_{\text{п.в}} + Q_{\text{ут}}), \text{ м}^3/\text{с},$$

где k – коэффициент неравномерности распределения воздуха, $k=1,2$.

n_1 – количество одновременно работающих горизонтальных горно-проходческих забоев;

n_2 – количество одновременно работающих вертикальных горно-проходческих забоев;

$$Q_{\text{ш}} = 1,2(240 + (47,4 \times 3 + 0,5 \times 1) + 21,6 + 15,0 + 22,3) = 530 \text{ м}^3/\text{с}.$$

ПРИЛОЖЕНИЕ М**Технические условия на подключение проектируемых сетей водоснабжения и канализации Новоленинбургского месторождения к существующим сетям РГОКа ТОО «Казцинк»**

УТВЕРЖДАЮ

« » 2024 г.

ТЕХНИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ**на водоснабжение и водоотведение****Наименование объекта:** НЛМ**Адрес объекта:** Республика Казахстан, Восточно-Казахстанская область, г. Риддер**1. Водоснабжение:**

- 1.1. Хозяйственно-питьевое водоснабжение объекта предусмотреть от существующей сети хозяйственно-питьевого водопровода диаметром 150мм в районе цеха шламов
Разрешаемое максимальное водопотребление на хозяйственно-питьевые нужды – 41,03м³/сут
16,64м³/ч.

Точка подключения – в районе цеха сгущения шламов ВК -23

Гарантированный напор в сети в точке подключения – 4 кг/см².

Проектируемую сеть водопровода выполнить из, сталь.

На вводах в здания предусмотреть устройство узла учета (водомерный узел) расхода воды.

- 1.2. Производственное водоснабжение (свежая вода) предусмотреть от существующей сети производственного водоснабжения воды Ду 219мм
Разрешаемое максимальное водопотребление на технологические нужды – 1643,38м³/сут,
80,76м³/ч.

Точка подключения – водопроводная сеть районе цеха гуммировки ОФ. с монтажом новой водопроводной камеры и запорной арматурой.

Гарантированный напор в сети в точке подключения – 4 кг/см²

Проектируемую сеть водопровода выполнить из, сталь.

На вводе в здание предусмотреть устройство узла учета (водомерный узел) расхода воды. во избежание замерзания проложить трубопровод в грунте на глубину промерзания

После укладки труб произвести гидравлическое испытание, величина испытательного давления не менее 10 кгс/см².

Предусмотреть на месте пересечения трубопровода проезжей части автомобильной дороги, прокладку в гильзе, или футляре, выполнить прокол без вскрытия автомобильной дороги.

2. Водотведение:

- 2.1. Отвод хозяйственно-бытовых сточных вод от проектируемых зданий в объеме 41,03м³/сут, 16,64м³/ч предусмотреть в существующую сеть бытовой канализации диаметром 200мм
Абсолютная отметка трубы в точке подключения - .

Точка подключения – КК-8 район цеха шламов ОФ

Проектируемую сеть канализации выполнить из.

Срок действия технических условий –5 (пять) лет

ПРИЛОЖЕНИЕ Н

Расчет насосных

РАСЧЕТ КОМПЛЕКСА ГЛАВНОГО ВОДООТЛИВА НА ГОРИЗОНТЕ ПЛЮС 260 М

1.1 Расчетная производительность насоса:

$$Q_P = Q_C \times \frac{24}{20}, \text{ м}^3/\text{ч},$$

где Q_C – нормальный водоприток, $\text{м}^3/\text{ч}$.

Согласно гидрогеологическим расчетам, нормальный водоприток составляет $300 \text{ м}^3/\text{ч}$.

$$Q_C = 300 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Расход воды на технологические нужды составляет $70 \text{ м}^3/\text{ч}$.

$$Q_C + Q_{\text{тех}} + Q_{\text{бзк}} = 300 + 70 = 370 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

20 – количество часов по откачке нормального суточного притока согласно «Правилам обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы», п. 1647

$$Q_P = 370 \times \frac{24}{20} = 444 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

1.2 Геодезическая высота нагнетания (Б.А.Носырев «Справочное руководство по рудничным водоотливным установкам», стр. 239)

$$H_r = H + h_{\text{сл}} + h_{\text{вс}}, \text{ м},$$

где H – геометрическая высота от уровня пола главной насосной горизонта плюс 260 м (+ 260 м) до отметки уровня пола карьерных и рудничных вод плюс 875 м (+875м). $H = 875 - 260 = 615 \text{ м}$, $H = 615 \text{ м}$;

$h_{\text{сл}}$ – превышение труб на сливе относительно отм. уровня пола главного водоотлива горизонта плюс 260 м, $h_{\text{сл}} = 0,5 \text{ м}$;

$h_{\text{вс}}$ – максимальная высота всасывания, $h_{\text{вс}} = 4,5 \text{ м}$;

$$H_r = 615 + 0,5 + 4,5 = 620 \text{ м}.$$

1.3 Расчетный напор насоса:

$$H_p = K_3 \times H_r, \text{ м,}$$

где K_3 – коэффициент, учитывающий потери напора в трубопроводе и арматуре, $K_3 = 1,1 - 1,15$ (Б.А.Носырев «Справочное руководство по рудничным водоотливным установкам», стр. 239).

$$H_p = 1,15 \times 620 = 713 \text{ м.}$$

Для повышения напора, предварительно выбираем насос ЦНСША 500-880:

- подача $500 \text{ м}^3/\text{ч}$;
- напор 880 м ;
- мощность насоса 2000 кВт ;
- частота вращения 1500 об/мин .

1.4 Внутренний диаметр всасывающего трубопровода (Б.А.Носырев «Справочное руководство по рудничным водоотливным установкам», стр. 240):

$$d = 0,0188 \times \sqrt{\frac{Q}{v}}, \text{ м,}$$

где Q – производительность принятого насоса, $\text{м}^3/\text{ч}$;

v – скорость движения воды в трубопроводе, для всасывающего трубопровода

$v = 1,2 - 1,7 \text{ м/с}$ (В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г, стр. 124),
принимаем $v = 1,5 \text{ м/с}$.

$$d = 0,0188 \times \sqrt{\frac{500}{1,5}} = 0,343 \text{ м} = 270 \text{ мм.}$$

1.5 Толщина стенки всасывающего трубопровода (В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г, стр. 120):

$$S = \frac{P \times d_H}{2 \times 0,4 \times \sigma_{BP} + P} + a \times A, \text{ см,}$$

где P – расчетное давление в трубопроводе, МПа. Принимаем $P = 0,3 \text{ МПа}$;

d_H – наружный диаметр трубопровода в см, предварительно принимаем $d_H = 377 \text{ мм} = 37,7 \text{ см}$;

σ_{BP} – временное сопротивление разрыву, $\sigma_{BP} = 412 \text{ МПа}$ (для Ст4сп по ГОСТ 8732-78);

a – годовой износ стенок трубопровода, $a = 0,03 \text{ см/год}$;

A – срок службы, A = 20 лет.

$$S = \frac{0,3 \times 37,5}{2 \times 0,4 \times 412 + 0,3} + 0,03 \times 20 = 0,63 \text{ см.}$$

Для всасывающего трубопровода наружным диаметром 377 мм по ГОСТ 8732-78 «Трубы стальные бесшовные горячедеформированные» принимаем толщину стенки 9 мм.

1.6 Внутренний диаметр нагнетательного трубопровода (В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г, стр. 124):

$$d = 0,0188 \times \sqrt{\frac{Q \times n}{v}}, \text{ м,}$$

где Q- производительность принятого насоса, м³/ч;

n – количество насосов, работающих на один трубопровод;

v – скорость движения воды в трубопроводе.

Согласно «Норм технологического проектирования горнодобывающих предприятий с подземным способом разработки» скорость воды в нагнетательном трубопроводе от 2 м/с до 3 м/с, принимаем v = 3 м/с.

$$d = 0,0188 \times \sqrt{\frac{500 \times 1}{3}} = 0,243 \text{ м} = 243 \text{ мм.}$$

1.7 Толщина стенки нагнетательного трубопровода (В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г, стр. 120):

$$S = \frac{P \times d_n}{2 \times 0,4 \times \sigma_{вр} + P} + a \times A, \text{ см,}$$

где P – расчетное давление в трубопроводе, МПа. Напор насоса 880 м, принимаем P = 8,8 МПа;

d_н– наружный диаметр нагнетательного трубопровода, d_н = 273 мм = 27,3 см;

σ_{вр} – временное сопротивление разрыву, σ_{вр} = 412 МПа (для Ст4сп по ГОСТ 8732-78);

a – годовой износ стенок трубопровода, a = 0,03 см/год;

A – срок службы, A = 20 лет.

$$S = \frac{8,8 \times 27,3}{2 \times 0,4 \times 412 + 8,8} + 0,03 \times 20 = 1,310 \text{ см.}$$

Для нагнетательного трубопровода наружным диаметром 325 мм по ГОСТ 8732-781 «Трубы стальные бесшовные горячедеформированные» принимаем толщину стенки 16 мм.

1.8 Определяем потери напора в нагнетательном трубопроводе (Б.А.Носырев «Справочное руководство по рудничным водоотливным установкам», стр. 241).

$$\Delta H_{\text{наг}} = \left(1 + \lambda \frac{l_n}{d} + n_{\text{о.к.}} \xi_{\text{о.к.}} + n_3 \xi_3 + n_T \xi_T + n_K \xi_K + n_{\Pi} \xi_{\Pi} \right) \frac{v_n^2}{2g}, \text{ м}^3/\text{ч},$$

где λ – коэффициент сопротивления прямолинейного участка труб;

l_n – геометрическая длина прямолинейных участков труб нагнетательного трубопровода, м;

$\xi_{\text{о.к.}}$, ξ_3 , ξ_T , ξ_K , ξ_{Π} – гидравлические коэффициенты потери напора в обратном клапане, задвижке, тройнике, колене, переходе.

$$\xi_{\text{о.к.}} = 1,7;$$

$$\xi_3 = 0,81;$$

$$\xi_T = 1,5;$$

$$\xi_K = 0,16;$$

$$\xi_{\Pi} = 0,5;$$

$n_{\text{о.к.}}$, n_3 , n_T , n_K , n_{Π} – число обратных клапанов, задвижек, тройников, колен, переходов.

$$n_{\text{о.к.}} = 3;$$

$$n_3 = 2;$$

$$n_T = 2;$$

$$n_K = 8;$$

$$n_{\Pi} = 4;$$

d – принятый внутренний диаметр трубы нагнетательного трубопровода, м. Для нагнетательного трубопровода наружным диаметром 325 мм по ГОСТ 8732-781 «Трубы стальные бесшовные горячедеформированные» и толщиной стенки 16 мм внутренний диаметр равен 293 мм = 0,293 м;

v_n – скорость движения жидкости в нагнетательном трубопроводе, м/сек.

Определяем коэффициент сопротивления прямолинейного участка труб по формуле

$$\lambda = k_{\text{ш}} + \frac{k_T}{\sqrt{v \cdot d}},$$

где $k_{\text{ш}}$ – коэффициент шероховатости;

k_T – коэффициент, зависящий от температуры воды (при $t = 15^\circ\text{C}$, $k_T = 0,0018$).

$$\lambda = 0,02 + \frac{0,0018}{\sqrt{3 \times 0,293}} = 0,022.$$

l_n (горизонтальная длина трубопровода); $l_n \approx 5140$ м.

$$\Delta H_{наг} = \left(1 + 0,022 \times \frac{5140}{0,293} + 3 \times 1,7 + 2 \times 0,81 + 2 \times 1,5 + 8 \times 0,16 + 4 \times 0,5\right) \frac{3^2}{2 \times 9,81} = 183 \text{ м.}$$

1.9 Определяем потери напора во всасывающем трубопроводе для одного насоса

$$\Delta H_{всас} = \left(1 + \lambda \frac{l_{всас}}{d} + n_{п.к.} \xi_{п.к.} + n_k \xi_k + n_{п.} \xi_{п.}\right) \frac{v_{всас}^2}{2g}, \text{ м}^3/\text{ч},$$

где λ – коэффициент сопротивления прямолинейного участка труб;

$l_{всас}$ – геометрическая длина прямолинейных участков труб всасывающего трубопровода, м;

$\zeta_{о.к.}$, ζ_k , $\zeta_{п.}$ – гидравлические коэффициенты потери напора в приёмном клапане, колене, переходе.

$$\zeta_{о.к.} = 7;$$

$$\zeta_k = 0,16;$$

$$\zeta_{п.} = 0,5;$$

$n_{п.к.}$, n_k , $n_{п.}$ – число обратных клапанов, колен, переходов.

$$n_{о.к.} = 1;$$

$$n_k = 1;$$

$$n_{п.} = 1;$$

d – принятый внутренний диаметр трубы всасывающего трубопровода, м. Для всасывающего трубопровода наружным диаметром 377 мм по ГОСТ 8732-781 «Трубы стальные бесшовные горячедеформированные» и толщиной стенки 9 мм внутренний диаметр равен 359 мм = 0,359 м;

$v_{всас}$ – скорость движения жидкости во всасывающем трубопроводе, м/сек.

Определяем коэффициент сопротивления прямолинейного участка труб по формуле

$$\lambda = k_{ш} + \frac{k_T}{\sqrt{v \times d}},$$

где $k_{ш}$ – коэффициент шероховатости;

k_T – коэффициент, зависящий от температуры воды (при $t = 15^\circ\text{C}$, $k_T = 0,0018$).

$$\lambda = 0,02 + \frac{0,0018}{\sqrt{1,5 \times 0,359}} = 0,023.$$

Определяем потери напора во всасывающем трубопроводе

$$\Delta H_{всас} = \left(1 + 0,023 \frac{8}{0,359} + 1 \times 7 + 1 \times 0,16 + 1 \times 0,5\right) \frac{1,5^2}{2 \times 9,81} = 1,1 \text{ м.}$$

1.10 Определяем расчетный манометрический напор одного насоса:

$$H_M = H_r + \Delta H_{\text{наг}} + \Delta H_{\text{всас}} + H_r,$$

$$H_M = 620 + 183 + 1,1 = 804,1 \text{ м.}$$

1.11 Для построения совмещенной характеристики насосного агрегата с напорным трубопроводом определяем постоянную трубопровода:

$$R = \frac{H - H_2}{Q^2} = \frac{\Delta H}{Q^2},$$

где ΔH – потеря напора во всасывающем и нагнетательном трубопроводах, м.

$$\Delta H = \Delta H_{\text{наг}} + \Delta H_{\text{всас}},$$

$$\Delta H = 183 + 1,1 \approx 184,1 \text{ м;}$$

Q – расход воды в трубопроводе при работе одного насоса, м³/ч.

$$R = \frac{184,1}{(1 \times 500)^2} = 0,0007,$$

$$R = 0,0004.$$

Составляем уравнение аналитической зависимости между потерей напора в трубопроводе и расходом жидкости в нём:

$$H = H_r + RQ^2,$$

где H_r – геодезическая высота нагнетания, $H_r = 620$ м;

R – постоянная трубопровода $R = 0,0007$;

Q – расход жидкости по трубопроводу при работе одного насоса.

$$Q = 1 \times 500 = 500 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Определяем напор насоса:

$$H_M = 620 + 0,0007 \times 500 \times 2 = 795 \text{ м.}$$

Таблица Н.1 - Данные для построения характеристики внешней сети водоотливной установки
для одного насоса

$Q, \text{м}^3/\text{ч}$	$H_r, \text{м}$	R	RQ^2	$H = H_r + RQ^2$
380	620	0,0007	101	721
400			112	732
450			142	762
500			175	795
550			212	832
600			252	872

Выбираем насос 500-880

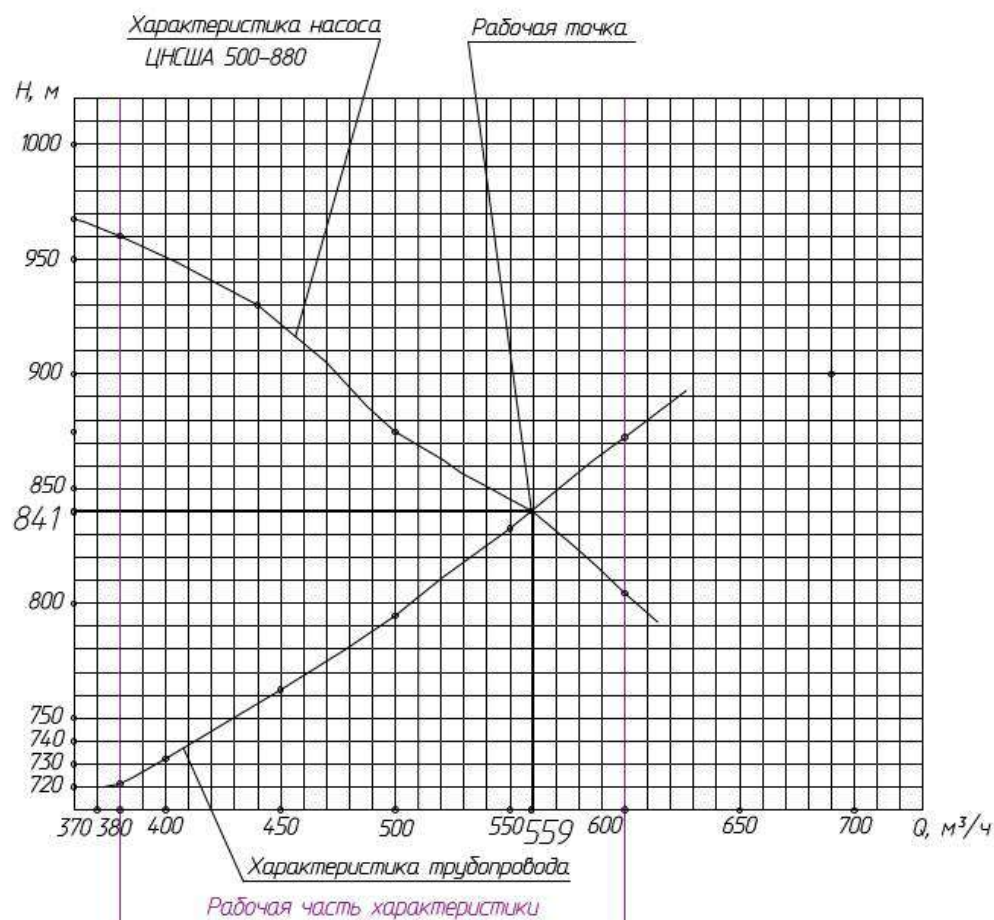


Рисунок 1. Совмещенная характеристика двух насосных агрегатов ЦНСША 500-880 с параллельным трубопроводом для главного водоотлива горизонта плюс 260 м

Окончательно выбираем насос ЦНСША 500-880.

Техническая характеристика электронасосного агрегата ЦНСША 500-880:

– подача $500 \text{ м}^3/\text{ч}$;

- напор 880 м;
- мощность насоса 2000 кВт;
- частота вращения 1500 об/мин.

Принимаем три насоса: один – в работе, один – в резерве, один – в ремонте.

Пример вышеприведенного расчета см. Б. А. Носырев «Справочное руководство по рудничным водоотливным установкам», стр. 61-65, стр. 239-241.

РАСЧЕТ КОМПЛЕКСА ГЛАВНОГО ВОДООТЛИВА НА ГОРИЗОНТЕ ПЛЮС 80 М**1.1 Расчетная производительность насоса:**

$$Q_P = Q_C \times \frac{24}{20}, \text{ м}^3/\text{ч},$$

где Q_C – нормальный водоприток, $\text{м}^3/\text{ч}$.

Согласно гидрогеологическим расчетам, нормальный водоприток составляет $240 \text{ м}^3/\text{ч}$.

$$Q_C = 240 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Расход воды на технологические нужды составляет $70 \text{ м}^3/\text{ч}$.

$$Q_C + Q_{\text{тех}} + Q_{\text{бзк}} = 240 + 70 = 310 \text{ м}^3/\text{ч}$$

20 – количество часов по откачке нормального суточного притока согласно «Правилам обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы», п. 1647.

$$Q_P = 310 \times \frac{24}{20} = 372 \text{ м}^3/\text{ч},$$

1.2 Геодезическая высота нагнетания (Б.А.Носырев «Справочное руководство по рудничным водоотливным установкам», стр. 239).

$$H_{\Gamma} = H + h_{\text{сл}} + h_{\text{вс}}, \text{ м},$$

где H – геометрическая высота от уровня пола главной насосной горизонта плюс 80 м (+80 м) до отметки уровня пола главного водоотлива горизонта плюс 260 м (+260м). $H = 260 - 80 = 180 \text{ м}$, $H = 180 \text{ м}$;

$h_{\text{сл}}$ – превышение труб на сливе относительно отметки уровня пола главного водоотлива горизонта плюс 80 м, $h_{\text{сл}} = 0,5 \text{ м}$;

$h_{\text{вс}}$ – максимальная высота всасывания, $h_{\text{вс}} = 4,5 \text{ м}$.

$$H_{\Sigma} = 180 + 0,5 + 4,5 = 185 \text{ м}$$

1.3 Расчетный напор насоса:

$$H_P = K_3 \times H_{\Sigma}, \text{ м},$$

где K_3 – коэффициент, учитывающий потери напора в трубопроводе и арматуре, $K_3 = 1,1 - 1,15$ (Б.А.Носырев «Справочное руководство по рудничным водоотливным установкам», стр. 239).

$$H_p = 1,15 \times 185 = 212,75 \text{ м.}$$

Для повышения напора, предварительно выбираем насос ЦНСША 300-240:

- подача $300 \text{ м}^3/\text{ч}$;
- напор 240 м ;
- мощность насоса 315 кВт ;
- частота вращения 1500 об/мин .

1.4 Внутренний диаметр всасывающего трубопровода (Б.А.Носырев «Справочное руководство по рудничным водоотливным установкам», стр. 240):

$$d = 0,0188 \times \sqrt{\frac{Q}{v}}, \text{ м,}$$

где Q – производительность принятого насоса, $\text{м}^3/\text{ч}$;

v – скорость движения воды в трубопроводе, для всасывающего трубопровода $v = 1,2 - 1,7 \text{ м/с}$ (В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г, стр. 124), принимаем $v = 1,5 \text{ м/с}$.

$$d = 0,0188 \times \sqrt{\frac{300}{1,5}} = 0,27 \text{ м} = 270 \text{ мм.}$$

1.5 Толщина стенки всасывающего трубопровода (В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г, стр. 120):

$$s = \frac{P \times d_n}{2 \times 0,4 \times \sigma_{вр} + P} + a \times A, \text{ см,}$$

где P – расчетное давление в трубопроводе, МПа. Принимаем $P = 0,3 \text{ МПа}$;

d_n – наружный диаметр трубопровода в см, предварительно принимаем $d_n = 325 \text{ мм} = 32,5 \text{ см}$;

$\sigma_{вр}$ – временное сопротивление разрыву, $\sigma_{вр} = 412 \text{ МПа}$ (для Ст4сп по ГОСТ 8732-78);

a – годовой износ стенок трубопровода, $a = 0,03 \text{ см/год}$;

A – срок службы, $A = 20 \text{ лет}$.

$$s = \frac{0,3 \times 32,5}{2 \times 0,4 \times 412 + 0,3} + 0,03 \times 20 = 0,63 \text{ см}$$

Для всасывающего трубопровода наружным диаметром 325 мм по ГОСТ 8732-78 «Трубы стальные бесшовные горячедеформированные» принимаем толщину стенки 8 мм .

1.6 Внутренний диаметр нагнетательного трубопровода (В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г, стр. 124):

$$d = 0,0188 \times \sqrt{\frac{Q \times n}{v}}, \text{ м},$$

где Q- производительность принятого насоса, м³/ч;

n – количество насосов, работающих на один трубопровод;

v – скорость движения воды в трубопроводе. Согласно «Норм технологического проектирования горнодобывающих предприятий с подземным способом разработки» скорость воды в нагнетательном трубопроводе от 2 м/с до 3 м/с, принимаем v = 3 м/с.

$$d = 0,0188 \times \sqrt{\frac{300 \times 1}{3}} = 0,188 \text{ м} = 188 \text{ мм}.$$

1.7 Толщина стенки нагнетательного трубопровода (В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г, стр. 120):

$$s = \frac{P \times d_n}{2 \times 0,4 \times \sigma_{вр} + P} + a \times A \text{ см},$$

где P – расчетное давление в трубопроводе, МПа. Напор насоса 240 м, принимаем P = 2,4 МПа;

d_н– наружный диаметр нагнетательного трубопровода, d_н = 219 мм = 21,9 см;

σ_{вр} – временное сопротивление разрыву, σ_{вр} = 412 МПа (для Ст4сп по ГОСТ 8732-78);

a – годовой износ стенок трубопровода, a = 0,03 см/год;

A – срок службы, A = 20 лет.

$$s = \frac{2,4 \times 21,9}{2 \times 0,4 \times 412 + 2,4} + 0,03 \times 20 = 0,76 \text{ см},$$

Для нагнетательного трубопровода наружным диаметром 219 мм по ГОСТ 8732-781 «Трубы стальные бесшовные горячедеформированные» принимаем толщину стенки 8 мм.

1.8 Внутренний диаметр нагнетательного трубопровода на два насоса (В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г, стр. 124):

$$d = 0,0188 \times \sqrt{\frac{Q \times n}{v}}, \text{ м},$$

где Q- производительность принятого насоса, м³/ч;

n – количество насосов, работающих на один трубопровод;

v – скорость движения воды в трубопроводе. Согласно «Норм технологического проектирования горнодобывающих предприятий с подземным способом разработки» скорость воды в нагнетательном трубопроводе от 2 м/с до 3 м/с, принимаем $v = 3$ м/с.

$$d = 0,0188 \times \sqrt{\frac{300 \times 2}{3}} = 0,266 \text{ м} = 266 \text{ мм.}$$

1.9 Толщина стенки нагнетательного трубопровода (В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г, стр. 120):

$$s = \frac{P \times d_H}{2 \times 0,4 \times \sigma_{BP} + P} + a \times A \text{ см,}$$

где P – расчетное давление в трубопроводе, МПа. Напор насоса 240 м, принимаем $P = 2,4$ МПа;

d_H – наружный диаметр нагнетательного трубопровода, $d_H = 325 \text{ мм} = 32,5 \text{ см}$;

σ_{BP} – временное сопротивление разрыву, $\sigma_{BP} = 412 \text{ МПа}$ (для Ст4сп по ГОСТ 8732-78);

a – годовой износ стенок трубопровода, $a = 0,03 \text{ см/год}$;

A – срок службы, $A = 20 \text{ лет}$.

$$s = \frac{2,4 \times 32,5}{2 \times 0,4 \times 412 + 2,4} + 0,03 \times 20 = 0,835 \text{ см,}$$

Для нагнетательного трубопровода наружным диаметром 325 мм по ГОСТ 8732-781 «Трубы стальные бесшовные горячедеформированные» принимаем толщину стенки 10 мм

1.10 Определяем потери напора в нагнетательном трубопроводе (Б.А.Носырев «Справочное руководство по рудничным водоотливным установкам», стр. 241):

$$\Delta H_{наг} = \left(1 + \lambda \frac{l_H}{d} + n_{o.k.} \xi_{o.k.} + n_3 \xi_3 + n_T \xi_T + n_K \xi_K + n_n \xi_n \right) \frac{v_H^2}{2g}, \text{ м}^3/\text{ч,}$$

где λ – коэффициент сопротивления прямолинейного участка труб;

l_H – геометрическая длина прямолинейных участков труб нагнетательного трубопровода, м;

$\xi_{o.k.}$, ξ_3 , ξ_T , ξ_K , ξ_n – гидравлические коэффициенты потери напора в обратном клапане, задвижке, тройнике, колене, переходе.

$$\xi_{o.k.} = 1,7;$$

$$\xi_3 = 0,81;$$

$$\xi_T = 1,5;$$

$$\xi_K = 0,16;$$

$$\xi_n = 0,5;$$

$n_{o.k.}$, n_3 , n_T , n_K , n_{Π} – число обратных клапанов, задвижек, тройников, колен, переходов.

$$n_{o.k.} = 3;$$

$$n_3 = 2;$$

$$n_T = 2;$$

$$n_K = 8;$$

$$n_{\Pi} = 4;$$

d – принятый внутренний диаметр трубы нагнетательного трубопровода, м. Для нагнетательного трубопровода наружным диаметром 325 мм по ГОСТ 8732-781 «Трубы стальные бесшовные горячедеформированные» и толщиной стенки 10 мм внутренний диаметр равен 305 мм = 0,305 м;

v_H – скорость движения жидкости в нагнетательном трубопроводе, м/сек.

Определяем коэффициент сопротивления прямолинейного участка труб по формуле:

$$\lambda = k_{ш} + \frac{k_T}{\sqrt{v \times d}},$$

где $k_{ш}$ – коэффициент шероховатости;

k_T – коэффициент, зависящий от температуры воды (при $t = 15^\circ\text{C}$, $k_T = 0,0018$).

$$\lambda = 0,02 + \frac{0,0018}{\sqrt{3 \times 0,305}} = 0,022,$$

l_H (горизонтальная длина трубопровода); $l_H \approx 1025$ м.

$$\Delta H_{\text{наг}} = \left(1 + 0,022 \times \frac{1025}{0,305} + 3 \times 1,7 + 2 \times 0,81 + 2 \times 1,5 + 8 \times 0,16 + 4 \times 0,5 \right) \frac{3^2}{2 \times 9,81} = 40,304 \text{ м.}$$

1.11 Определяем потери напора во всасывающем трубопроводе для одного насоса

$$\Delta H_{\text{всас}} = \left(1 + \lambda \frac{l_{\text{всас}}}{d} + n_{п.к.} \xi_{п.к.} + n_K \xi_K + n_{\Pi} \xi_{\Pi} \right) \frac{v_{\text{всас}}^2}{2g}, \text{ м}^3/\text{ч},$$

где λ – коэффициент сопротивления прямолинейного участка труб;

$l_{\text{всас}}$ – геометрическая длина прямолинейных участков труб всасывающего трубопровода, м;

$\zeta_{o.k.}$, ζ_K , ζ_{Π} – гидравлические коэффициенты потери напора в приёмном клапане, колене, переходе.

$$\zeta_{o.k.} = 7;$$

$$\zeta_K = 0,16;$$

$$\zeta_{\Pi} = 0,5;$$

$n_{п.к.}$, n_K , n_{Π} – число обратных клапанов, колен, переходов.

$$n_{o.k} = 1;$$

$$n_k = 1;$$

$$n_{\Pi} = 1;$$

d – принятый внутренний диаметр трубы всасывающего трубопровода, м. Для всасывающего трубопровода наружным диаметром 325 мм по ГОСТ 8732-781 «Трубы стальные бесшовные горячедеформированные» и толщиной стенки 8 мм внутренний диаметр равен 309 мм = 0,309 м;

$v_{\text{всас}}$ – скорость движения жидкости во всасывающем трубопроводе, м/сек.

Определяем коэффициент сопротивления прямолинейного участка труб по формуле:

$$\lambda = k_w + \frac{k_T}{\sqrt{v \times d}},$$

где k_w – коэффициент шероховатости;

k_T – коэффициент, зависящий от температуры воды (при $t = 15^\circ\text{C}$, $k_T = 0,0018$).

$$\lambda = 0,02 + \frac{0,0018}{\sqrt{1,5 \times 0,309}} = 0,023.$$

Определяем потери напора во всасывающем трубопроводе

$$\Delta H_{\text{всас}} = \left(1 + 0,023 \times \frac{8}{0,309} + 1 \times 7 + 1 \times 0,16 + 1 \times 0,5 \right) \frac{1,5^2}{2 \times 9,81} = 1,4 \text{ м.}$$

1.10 Определяем расчетный манометрический напор одного насоса:

$$H_M = H_T + \Delta H_{\text{наг}} + \Delta H_{\text{всас}},$$

$$H_M = 185 + 40,304 + 1,4 = 226,7 \text{ м}$$

1.11 Для построения совмещенной характеристики насосного агрегата с напорным трубопроводом определяем постоянную трубопровода:

$$R = \frac{H - H_2}{Q^2} = \frac{\Delta H}{Q^2},$$

где ΔH – потеря напора во всасывающем и нагнетательном трубопроводах, м;

$$\Delta H = \Delta H_{\text{наг}} + \Delta H_{\text{всас}},$$

$$\Delta H = 40,304 + 1,4 \approx 41,7 \text{ м,}$$

Q – расход воды в трубопроводе при работе одного насоса, м³/ч.

$$R = \frac{41,7}{(1 \times 300)^2} = 0,0005,$$

$$R = 0,0005.$$

Составляем уравнение аналитической зависимости между потерей напора в трубопроводе и расходом жидкости в нём:

$$H = H_z + RQ^2,$$

где H_z – геодезическая высота нагнетания, $H_z = 185$ м;

R – постоянная трубопровода $R = 0,0005$;

Q – расход жидкости по трубопроводу при работе одного насоса

$$Q = 1 \times 300 = 300 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Определяем напор насоса:

$$H_m = 185 + 0,0005 \times 300 \times 2 = 230 \text{ м}$$

Таблица Н.2 - Данные для построения характеристики внешней сети водоотливной установки
для одного насоса

$Q, \text{ м}^3/\text{ч}$	$H_z, \text{ м}$	R	RQ^2	$H = H_z + RQ^2$
220	185	0,0005	24	209
250			31	216
275			38	223
300			45	230
350			61	246

Выбираем насос 300-240

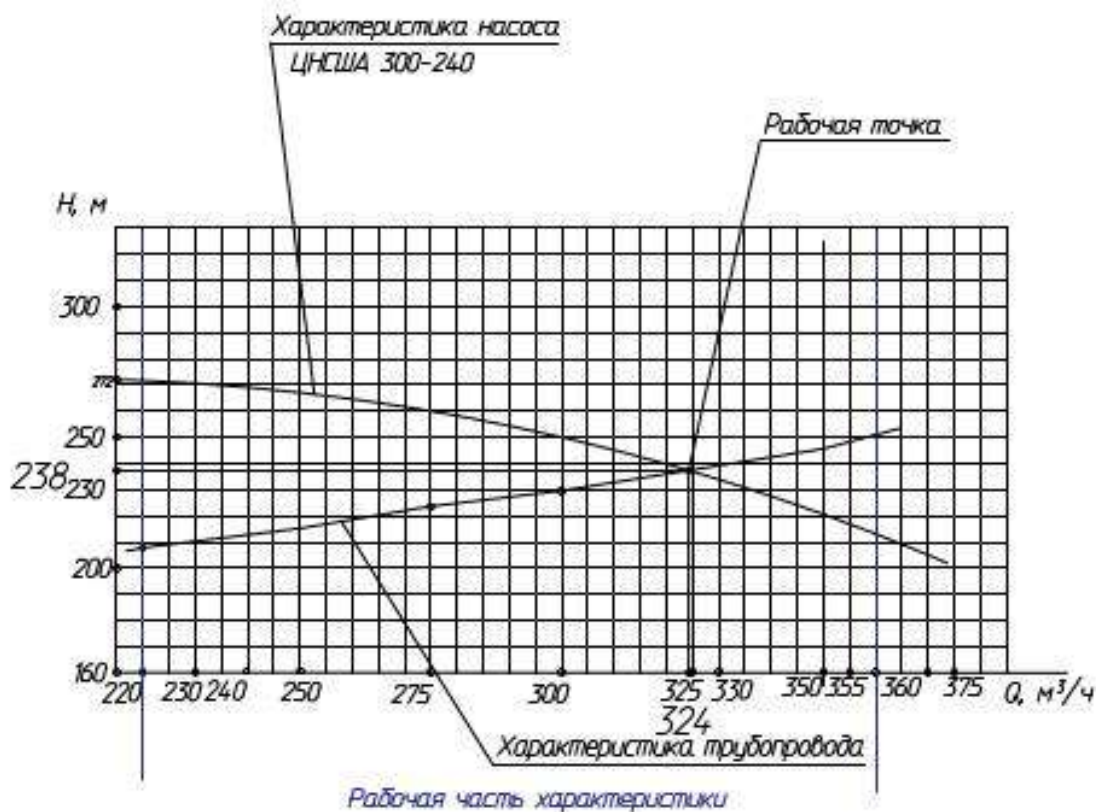


Рисунок 1. Совмещенная характеристика одного насосного агрегата ЦНГША 300-240 с напорным трубопроводом для главного водотлива горизонта плюс 80 м

1.12 Для построения совмещенной характеристики насосных агрегатов с напорным трубопроводом определяем постоянную трубопровода:

$$R = \frac{H - H_2}{Q^2} = \frac{\Delta H}{Q^2},$$

где ΔH – потеря напора во всасывающем и нагнетательном трубопроводах, м;

$$\Delta H = \Delta H_{\text{наг}} + \Delta H_{\text{всас}},$$

$$\Delta H = 40,304 + 0,4 \approx 40 \text{ м.}$$

Q – расход воды в трубопроводе при работе двух насосов м³/ч.

$$R = \frac{40}{(2 \times 300)^2} = 0,0002,$$

$$R = 0,0002.$$

Составляем уравнение аналитической зависимости между потерей напора в трубопроводе и расходом жидкости в нём:

$$H = H_z + RQ^2,$$

где H_z – геодезическая высота нагнетания, $H_z = 185$ м;

R – постоянная трубопровода $R = 0,0002$;

Q – расход жидкости по трубопроводу при работе двух насосов

$$Q = 2 \times 300 = 600 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Определяем напор насоса:

$$H_m = 185 + 0,0002 \times 600 \times 2 = 257 \text{ м}.$$

Таблица Н.3 - Данные для построения характеристики внешней сети водоотливной установки для одного насоса

$Q, \text{ м}^3/\text{ч}$	$H_z, \text{ м}$	R	RQ^2	$H = H_z + RQ^2$
440	185	0,0002	39	224
500			50	235
550			61	400
600			72	257
700			98	283

Выбираем насос 300-240

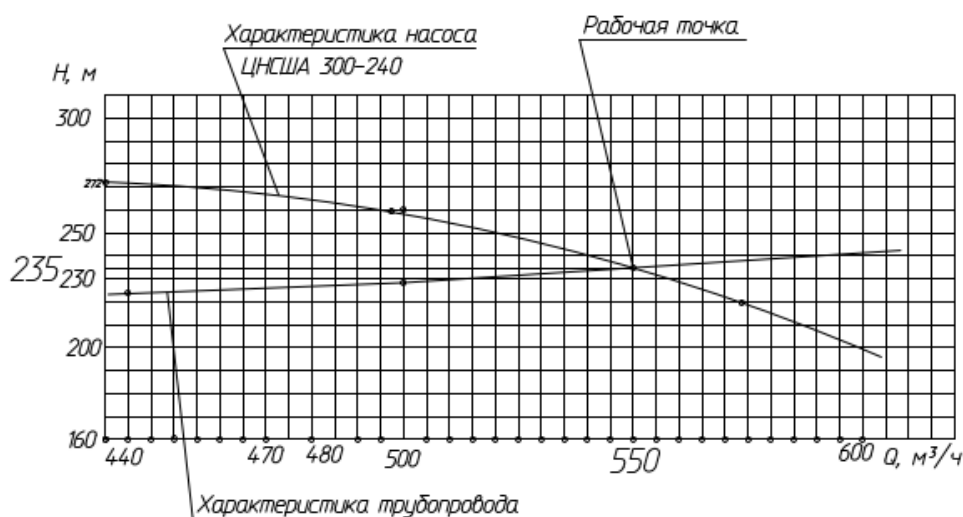


Рисунок 1. Совмещенная характеристика двух насосных агрегатов ЦНСША 300-240 с напорным трубопроводом для главного водоотлива горизонта плюс 80 м

Окончательно выбираем насос ЦНСША 300-240.

Техническая характеристика электронасосного агрегата ЦНСША 300-240:

- подача 300 м³/ч;
- напор 240 м;
- мощность насоса 315 кВт;
- частота вращения 1500 об/мин

Принимаем четыре насоса: два – в работе, один – в резерве, один – в ремонте

Пример вышеприведенного расчета см. Б. А. Носырев «Справочное руководство по рудничным водоотливным установкам», стр. 61-65, стр. 239-241.

РАСЧЕТ УЧАСТКОВОЙ НАСОСНОЙ ГОРИЗОНТА ПЛЮС 20 М. БОГАТАЯ

1.1 Расчетная производительность насоса:

$$Q_p = Q_c \times \frac{24}{20} \text{ м}^3/\text{ч},$$

где Q_c – нормальный водоприток, $\text{м}^3/\text{ч}$.

Согласно гидрогеологическим расчетам, нормальный водоприток составляет $15 \text{ м}^3/\text{ч}$.

$$Q_c = 15 \text{ м}^3/\text{ч},$$

Расход воды на технологические нужды составляет $70 \text{ м}^3/\text{ч}$.

$$Q_c + Q_{\text{тех}} + Q_{\text{бзк}} = 15 + 70 = 85 \text{ м}^3/\text{ч}$$

20 – количество часов по откачке нормального суточного притока согласно «Правилам обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы», п. 1647

$$Q_p = 85 \times \frac{24}{20} = 102 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

1.2 Геодезическая высота нагнетания (Б.А.Носырев «Справочное руководство по рудничным водоотливным установкам», стр. 239).

$$H_r = H + h_{\text{сл}} + h_{\text{вс}}, \text{ м},$$

где H – геометрическая высота от уровня главной насосной горизонта плюс 260 (+260 м) до отметки уровня пола участковой насосной горизонта плюс 20 м (+20 м). $H = 260 - 20 = 240 \text{ м}$, $H = 240 \text{ м}$;

$h_{\text{сл}}$ – превышение труб на сливе относительно отм. уровня пола участковой насосной плюс 20 горизонта, $h_{\text{сл}} = 0,5 \text{ м}$;

$h_{\text{вс}}$ – максимальная высота всасывания, $h_{\text{вс}} = 4,5 \text{ м}$;

$$H_r = 240 + 0,5 + 4,5 = 245 \text{ м}$$

1.3 Расчетный напор насоса:

$$H_p = K_3 \times H_r,$$

где K_3 – коэффициент, учитывающий потери напора в трубопроводе и арматуре,

$K_3 = 1,1-1,15$ (Б.А.Носырев «Справочное руководство по рудничным водоотливным установкам», стр. 239).

$$H_p = 1,15 \times 245 = 282 \text{ м},$$

Для повышения напора, предварительно выбираем насос ЦНСША 180-425:

- подача $180 \text{ м}^3/\text{ч}$;
- напор 425 м;
- мощность насоса 315 кВт;
- частота вращения 1500 об/мин.

1.4 Внутренний диаметр всасывающего трубопровода (Б.А.Носырев «Справочное руководство по рудничным водоотливным установкам», стр. 240):

$$d = 0,0188 \times \sqrt{\frac{Q}{v}} \text{ м},$$

где Q – производительность принятого насоса, $\text{м}^3/\text{ч}$;

v – скорость движения воды в трубопроводе, для всасывающего трубопровода, $v = 1,2-1,7 \text{ м/с}$ (В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г, стр. 124), принимаем $v = 1,5 \text{ м/с}$.

$$d = 0,0188 \times \sqrt{\frac{180}{1,5}} = 0,206 \text{ м} = 206 \text{ мм},$$

1.5 Толщина стенки всасывающего трубопровода (В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г, стр. 120):

$$s = \frac{P \times d_n}{2 \times 0,4 \times \sigma_{вр} + P} + a \times A, \text{ см},$$

где P – расчетное давление в трубопроводе, МПа. Принимаем $P = 0,3 \text{ МПа}$;

d_n – наружный диаметр трубопровода в см, предварительно принимаем $d_n = 219 \text{ мм} = 21,9 \text{ см}$;

$\sigma_{вр}$ – временное сопротивление разрыву, $\sigma_{вр} = 412 \text{ МПа}$ (для Ст4сп по ГОСТ 8732-78);

a – годовой износ стенок трубопровода, $a = 0,03 \text{ см/год}$;

A – срок службы, $A = 20 \text{ лет}$.

$$s = \frac{0,3 \times 21,9}{2 \times 0,4 \times 412 + 0,3} + 0,03 \times 20 = 0,62 \text{ см}.$$

Для всасывающего трубопровода наружным диаметром 219 мм по ГОСТ 8732-78 «Трубы стальные бесшовные горячедеформированные» принимаем толщину стенки 7 мм.

1.6 Внутренний диаметр нагнетательного трубопровода (В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г, стр. 124):

$$d = 0,0188 \times \sqrt{\frac{Q \times n}{v}}, \text{ м,}$$

где Q- производительность принятого насоса, м³/ч;

n – количество насосов, работающих на один трубопровод;

v – скорость движения воды в трубопроводе. Согласно «Норм технологического проектирования горнодобывающих предприятий с подземным способом разработки» скорость воды в нагнетательном трубопроводе от 2 м/с до 3 м/с, принимаем v = 3 м/с.

$$d = 0,0188 \times \sqrt{\frac{180 \times 1}{3}} = 0,146 \text{ м} = 146 \text{ мм.}$$

1.7 Толщина стенки нагнетательного трубопровода (В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г, стр. 120):

$$s = \frac{P \times d_n}{2 \times 0,4 \times \sigma_{вр} + P} + a \times A, \text{ см,}$$

где P – расчетное давление в трубопроводе, МПа. Напор насоса 340 м, принимаем P=3,4 МПа;

d_н – наружный диаметр нагнетательного трубопровода, d_н = 159 мм = 15,9 см;

σ_{вр} – временное сопротивление разрыву, σ_{вр} = 412 МПа (для Ст4сп по ГОСТ 8732-78);

a – годовой износ стенок трубопровода, a = 0,03 см/год;

A – срок службы, A = 20 лет.

$$s = \frac{3,4 \times 15,9}{2 \times 0,4 \times 412 + 3,4} + 0,03 \times 20 = 0,76 \text{ см.}$$

Для нагнетательного трубопровода наружным диаметром 159 мм по ГОСТ 8732-781 «Трубы стальные бесшовные горячедеформированные» принимаем толщину стенки 8 мм.

1.8 Определяем потери напора в нагнетательном трубопроводе (Б.А.Носырев «Справочное руководство по рудничным водоотливным установкам», стр. 241).

$$\Delta H_{\text{наг}} = \left(1 + \lambda \frac{l_n}{d} + n_{\text{о.к.}} \xi_{\text{о.к.}} + n_3 \xi_3 + n_T \xi_T + n_K \xi_K + n_{\Pi} \xi_{\Pi} \right) \frac{v_n^2}{2g}, \text{ м}^3/\text{ч,}$$

где λ – коэффициент сопротивления прямолинейного участка труб;

l_н – геометрическая длина прямолинейных участков труб нагнетающего трубопровода, м;

$\zeta_{o.k.}$, ζ_3 , ζ_T , ζ_K , ζ_{Π} – гидравлические коэффициенты потери напора в обратном клапане, задвижке, тройнике, колене, переходе.

$$\zeta_{o.k.} = 1,7;$$

$$\zeta_3 = 0,81;$$

$$\zeta_T = 1,5;$$

$$\zeta_K = 0,16;$$

$n_{o.k.}$, n_3 , n_T , n_K , n_{Π} – число обратных клапанов, задвижек, тройников, колен, переходов.

$$n_{o.k.} = 1;$$

$$n_3 = 1;$$

$$n_T = 2;$$

$$n_K = 5;$$

d – принятый внутренний диаметр трубы нагнетающего трубопровода, м. Для нагнетательного трубопровода наружным диаметром 159 мм по ГОСТ 8732-781 «Трубы стальные бесшовные горячедеформированные» и толщиной стенки 8 мм внутренний диаметр равен 143 мм = 0,143 м;

v_H – скорость движения жидкости в нагнетательном трубопроводе, м/сек.

Определяем коэффициент сопротивления прямолинейного участка труб по формуле:

$$\lambda = k_{ш} + \frac{k_T}{\sqrt{v \times d}},$$

где $k_{ш}$ – коэффициент шероховатости;

k_T – коэффициент, зависящий от температуры воды (при $t = 15$ °С, $k_T = 0,0018$).

$$\lambda = 0,02 + \frac{0,0018}{\sqrt{3 \cdot 0,143}} = 0,023.$$

l_H (горизонтальная длина трубопровода); $l_H = 2175$ м.

$$\Delta H_{наг} = \left(1 + 0,023 \times \frac{2175}{0,143} + 1 \times 1,7 + 1 \times 0,81 + 2 \times 1,5 + 5 \times 0,16 \right) \frac{v_{всас}^2}{2 \times 9,81} = 164 \text{ м.}$$

1.9 Определяем потери напора во всасывающем трубопроводе

$$\Delta H_{всас} = \left(1 + \lambda \frac{l_{всас}}{d} + n_{п.к.} \xi_{п.к.} + n_K \xi_K + n_{\Pi} \xi_{\Pi} \right) \frac{v_{всас}^2}{2g}, \text{ м}^3/\text{ч},$$

где λ – коэффициент сопротивления прямолинейного участка труб;

$l_{всас}$ – геометрическая длина прямолинейных участков труб всасывающего трубопровода, м;

$\zeta_{п.к.}$, ζ_k , $\zeta_{п}$ – гидравлические коэффициенты потери напора в приёмном клапане, колене, переходе.

$$\zeta_{п.к.} = 7;$$

$$\zeta_k = 0,16;$$

$$\zeta_{п} = 0,5;$$

$n_{п.к.}$, n_k , $n_{п}$ – число обратных клапанов, колен, переходов.

$$n_{п.к.} = 1;$$

$$n_k = 3;$$

$$n_{п} = 1;$$

d – принятый внутренний диаметр трубы всасывающего трубопровода, м. Для всасывающего трубопровода наружным диаметром 219 мм по ГОСТ 8732-781 «Трубы стальные бесшовные горячедеформированные» и толщиной стенки 7 мм внутренний диаметр равен 205 мм = 0,205 м;

$v_{всас}$ – скорость движения жидкости во всасывающем трубопроводе, м/сек.

Определяем коэффициент сопротивления прямолинейного участка труб по формуле:

$$\lambda = k_{ш} + \frac{k_T}{\sqrt{v \times d}},$$

где $k_{ш}$ – коэффициент шероховатости;

k_T – коэффициент, зависящий от температуры воды (при $t = 15^\circ\text{C}$, $k_T = 0,0018$).

$$\lambda = 0,02 + \frac{0,0018}{\sqrt{1,5 \times 0,205}} = 0,023.$$

Определяем потери напора во всасывающем трубопроводе

$$\Delta H_{всас} = \left(1 + 0,023 \times \frac{14,7}{0,205} + 1 \times 7 + 3 \times 0,16 + 1 \times 0,5\right) \frac{1,5^2}{2 \times 9,81} = 1,2 \text{ м.}$$

1.10 Определяем расчетный манометрический напор насоса:

$$H_M = H_{\Gamma} + \Delta H_{наг} + \Delta H_{всас},$$

$$H_M = 245 + 164 + 1,2 = 410,2 \text{ м.}$$

1.11 Для построения совмещенной характеристики насосных агрегатов с напорным трубопроводом определяем постоянную трубопровода:

$$R = \frac{H - H_{\Gamma}}{Q^2} = \frac{\Delta H}{Q^2},$$

где ΔH – потеря напора во всасывающем и нагнетательном трубопроводах, м;

$$\Delta H = \Delta H_{\text{наг}} + \Delta H_{\text{всас}},$$

$$\Delta H = 164 + 1,2 = 165,2 \text{ м.}$$

Q – расход воды в трубопроводе при работе одного насоса, $\text{м}^3/\text{ч}$.

$$R = \frac{165,2}{(1 \times 180)^2} = 0,005,$$

$$R = 0,005.$$

Составляем уравнение аналитической зависимости между потерей напора в трубопроводе и расходом жидкости в нём:

$$H = H_r + RQ^2,$$

где H_r – геодезическая высота нагнетания, $H_r = 245 \text{ м}$;

R – постоянная трубопровода $R = 0,005$;

Q – расход жидкости по трубопроводу при работе одного насоса.

$$Q = 1 \times 180 = 180 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Определяем напор насоса:

$$H_m = 245 + 0,005 \times 180 \times 2 = 407.$$

Таблица Н.4 - Данные для построения характеристики внешней сети водоотливной установки

$Q, \text{м}^3/\text{ч}$	$H_r, \text{м}$	R	RQ^2	$H = H_r + RQ^2$
130	245	0,005	85	330
150			113	358
160			128	373
180			162	407
190			181	425
200			200	445

Выбираем насос 180-340

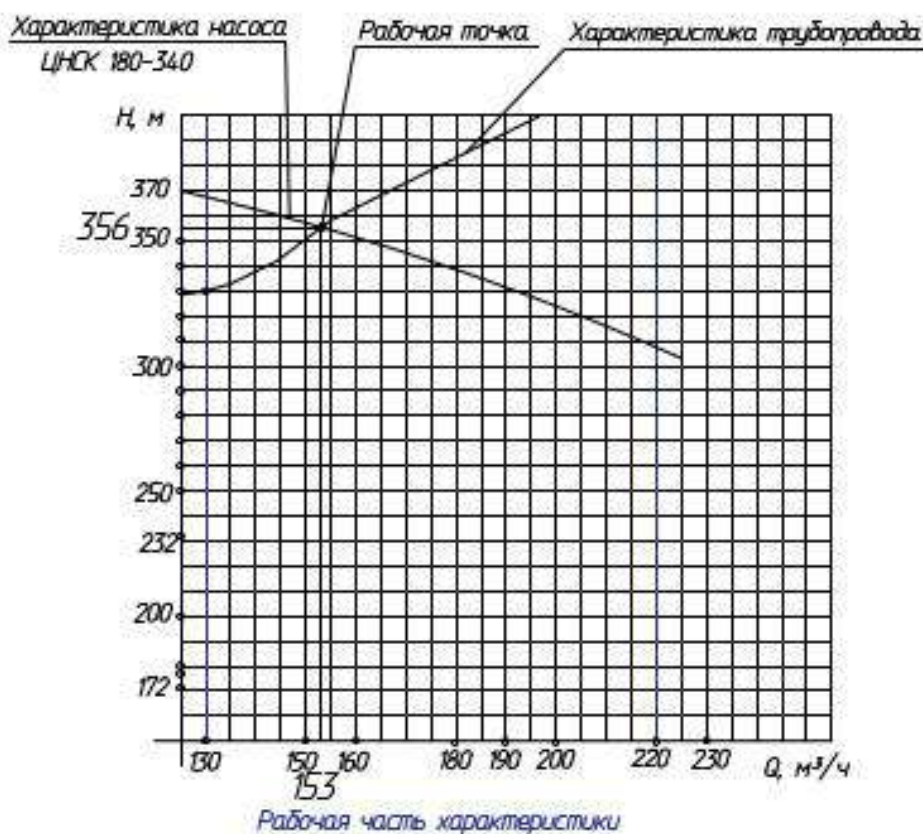


Рисунок 1. Совмещенная характеристика насосного агрегата ЦНСША 180-340 с напорным трубопроводом для участковой насосной горизонта плюс 20 м Богатая

Окончательно выбираем насос ЦНСША 180-340.

Техническая характеристика электронасосного агрегата ЦНСША 180-340:

- подача 180 м³/ч;
- напор 340 м;
- мощность насоса 250 кВт;
- частота вращения 1500 об/мин.

Принимаем два насоса: один – в работе, один – в резерве.

Пример вышеприведенного расчета см. Б. А. Носырев «Справочное руководство по рудничным водоотливным установкам», стр. 61-65, стр. 239-241.

РАСЧЕТ УЧАСТКОВОЙ НАСОСНОЙ ГОРИЗОНТА ПЛЮС 20 М. БАРИТОВАЯ

1.1 Расчетная производительность насоса:

$$Q_p = Q_c \times \frac{24}{20} \text{ м}^3/\text{ч},$$

где Q_c – нормальный водоприток, $\text{м}^3/\text{ч}$.

Согласно гидрогеологическим расчетам, нормальный водоприток составляет $168 \text{ м}^3/\text{ч}$.

$$Q_c = 168 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Расход воды на технологические нужды составляет $70 \text{ м}^3/\text{ч}$.

$$Q_c + Q_{\text{тех}} + Q_{\text{бзк}} = 168 + 70 = 238 \text{ м}^3/\text{ч}$$

20 – количество часов по откачке нормального суточного притока согласно «Правилам обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы», п. 1647

$$Q_p = 238 \times \frac{24}{20} = 285,6 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

1.2 Геодезическая высота нагнетания (Б.А.Носырев «Справочное руководство по рудничным водоотливным установкам», стр. 239).

$$H_r = H + h_{\text{сл}} + h_{\text{вс}}, \text{ м},$$

где H – геометрическая высота от уровня главной насосной горизонта плюс 80 (+80 м) до отметки уровня пола участковой насосной горизонта плюс 20 м (+20 м). $H = 80 - 20 = 60 \text{ м}$, $H = 60 \text{ м}$;

$h_{\text{сл}}$ – превышение труб на сливе относительно отметки уровня пола участковой насосной плюс 20 горизонта, $h_{\text{сл}} = 0,5 \text{ м}$;

$h_{\text{вс}}$ – максимальная высота всасывания, $h_{\text{вс}} = 4,5 \text{ м}$;

$$H_r = 60 + 0,5 + 4,5 = 65 \text{ м}$$

1.3 Расчетный напор насоса:

$$H_p = K_3 \times H_r, \text{ м},$$

где K_3 – коэффициент, учитывающий потери напора в трубопроводе и арматуре, $K_3 = 1,1-1,15$ (Б.А.Носырев «Справочное руководство по рудничным водоотливным установкам», стр. 239).

$$H_p = 1,15 \times 65 = 74,75 \text{ м}.$$

Для повышения напора, предварительно выбираем насос ЦНСША 300-120:

- подача 300 м³/ч;
- напор 120 м;
- мощность насоса 160 кВт;
- частота вращения 1500 об/мин.

1.4 Внутренний диаметр всасывающего трубопровода (Б.А.Носырев «Справочное руководство по рудничным водоотливным установкам», стр. 240):

$$d = 0,0188 \times \sqrt{\frac{Q}{v}}, \text{ м}$$

где Q – производительность принятого насоса, м³/ч;

v – скорость движения воды в трубопроводе, для всасывающего трубопровода v = 1,2-1,7 м/с (В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г, стр. 124), принимаем v = 1,5 м/с.

$$d = 0,0188 \times \sqrt{\frac{300}{1,5}} = 0,27 \text{ м} = 270 \text{ мм.}$$

1.5 Толщина стенки всасывающего трубопровода (В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г, стр. 120):

$$s = \frac{P \times d_n}{2 \times 0,4 \times \sigma_{вр} + P} + a \times A, \text{ см,}$$

где P – расчетное давление в трубопроводе, МПа. Принимаем P=0,3 МПа;

d_н – наружный диаметр трубопровода в см, предварительно принимаем d_н = 325 мм = 32,5 см;

σ_{вр} – временное сопротивление разрыву, σ_{вр} = 412 МПа (для Ст4сп по ГОСТ 8732-78);

a – годовой износ стенок трубопровода, a = 0,03 см/год;

A – срок службы, A = 20 лет.

$$s = \frac{0,3 \times 32,5}{2 \times 0,4 \times 412 + 0,3} + 0,03 \times 20 = 0,63 \text{ см.}$$

Для всасывающего трубопровода наружным диаметром 325 мм по ГОСТ 8732-78 «Трубы стальные бесшовные горячедеформированные» принимаем толщину стенки 8 мм.

1.6 Внутренний диаметр нагнетательного трубопровода (В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г, стр. 124):

$$d = 0,0188 \times \sqrt{\frac{Q \times \pi}{v}}, \text{ м,}$$

где Q – производительность принятого насоса, $\text{м}^3/\text{ч}$;

n – количество насосов, работающих на один трубопровод;

v – скорость движения воды в трубопроводе. Согласно «Норм технологического проектирования горнодобывающих предприятий с подземным способом разработки» скорость воды в нагнетательном трубопроводе от 2 м/с до 3 м/с, принимаем $v = 3$ м/с.

$$d = 0,0188 \times \sqrt{\frac{300 \times 1}{3}} = 0,188 \text{ м} = 188 \text{ мм.}$$

1.7 Толщина стенки нагнетательного трубопровода (В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г, стр. 120):

$$s = \frac{P \times d_n}{2 \times 0,4 \times \sigma_{\text{вр}} + P} + a \times A, \text{ см,}$$

где P – расчетное давление в трубопроводе, МПа. Напор насоса 120 м, принимаем $P = 1,2$ МПа;

d_n – наружный диаметр нагнетательного трубопровода. $d_n = 219 \text{ мм} = 21,9 \text{ см}$;

$\sigma_{\text{вр}}$ – временное сопротивление разрыву, $\sigma_{\text{вр}} = 412 \text{ МПа}$ (для Ст4сп по ГОСТ 8732-78);

a – годовой износ стенок трубопровода, $a = 0,03 \text{ см/год}$;

A – срок службы, $A = 20 \text{ лет}$.

$$s = \frac{1,2 \times 21,9}{2 \times 0,4 \times 412 + 1,2} + 0,03 \times 20 = 0,68 \text{ см,}$$

Для нагнетательного трубопровода наружным диаметром 219 мм по ГОСТ 8732-781 «Трубы стальные бесшовные горячедеформированные» принимаем толщину стенки 7 мм.

1.8 Определяем потери напора в нагнетательном трубопроводе (Б.А.Носырев «Справочное руководство по рудничным водоотливным установкам», стр. 241).

$$\Delta H_{\text{наг}} = \left(1 + \lambda \frac{l_n}{d} + n_{\text{о.к.}} \xi_{\text{о.к.}} + n_3 \xi_3 + n_{\text{т}} \xi_{\text{т}} + n_{\text{к}} \xi_{\text{к}} + n_{\text{п}} \xi_{\text{п}} \right) \frac{v_n^2}{2g}, \text{ м}^3/\text{ч,}$$

где λ – коэффициент сопротивления прямолинейного участка труб;

l_n – геометрическая длина прямолинейных участков труб нагнетающего трубопровода, м;

$\xi_{\text{о.к.}}$, ξ_3 , $\xi_{\text{т}}$, $\xi_{\text{к}}$, $\xi_{\text{п}}$ – гидравлические коэффициенты потери напора в обратном клапане, задвижке, тройнике, колене, переходе.

$$\xi_{\text{о.к.}} = 1,7;$$

$$\xi_3 = 0,81;$$

$$\xi_{\text{т}} = 1,5;$$

$$\xi_{\text{к}} = 0,16;$$

$n_{o.k.}$, n_3 , n_T , n_K , n_{Π} – число обратных клапанов, задвижек, тройников, колен, переходов.

$$n_{o.k.} = 1;$$

$$n_3 = 1;$$

$$n_T = 2;$$

$$n_K = 5;$$

d – принятый внутренний диаметр трубы нагнетающего трубопровода, м. Для нагнетательного трубопровода наружным диаметром 219 мм по ГОСТ 8732-781 «Трубы стальные бесшовные горячедеформированные» и толщиной стенки 7 мм внутренний диаметр равен 205 мм = 0,205 м;

v_H – скорость движения жидкости в нагнетательном трубопроводе, м/сек.

Определяем коэффициент сопротивления прямолинейного участка труб по формуле:

$$\lambda = k_{\text{ш}} + \frac{k_T}{\sqrt{v \times d}},$$

где $k_{\text{ш}}$ – коэффициент шероховатости;

k_T – коэффициент, зависящий от температуры воды (при $t = 15^\circ\text{C}$, $k_T = 0,0018$).

$$\lambda = 0,02 + \frac{0,0018}{\sqrt{3 \times 0,205}} = 0,022,$$

l_H (горизонтальная длина трубопровода); $l_H = 300$ м.

$$\Delta H_{\text{наг}} = \left(1 + 0,022 \times \frac{300}{0,205} + 1 \times 1,7 + 1 \times 0,81 + 2 \times 1,5 + 5 \times 0,16 \right) \frac{3^2}{2 \times 9,81} = 18 \text{ м}$$

1.9 Определяем потери напора во всасывающем трубопроводе.

$$\Delta H_{\text{всас}} = \left(1 + \lambda \frac{l_{\text{всас}}}{d} + n_{\text{п.к.}} \xi_{\text{п.к.}} + n_K \xi_K + n_{\Pi} \xi_{\Pi} \right) \frac{v_{\text{всас}}^2}{2g}, \text{ м}^3/\text{ч},$$

где λ – коэффициент сопротивления прямолинейного участка труб;

$l_{\text{всас}}$ – геометрическая длина прямолинейных участков труб всасывающего трубопровода, м;

$\xi_{\text{п.к.}}$, ξ_K , ξ_{Π} – гидравлические коэффициенты потери напора в приёмном клапане, колене, переходе.

$$\xi_{\text{п.к.}} = 7;$$

$$\xi_K = 0,16;$$

$$\xi_{\Pi} = 0,5;$$

$n_{\text{п.к.}}$, n_K , n_{Π} – число обратных клапанов, колен, переходов.

$$n_{\text{п.к.}} = 1;$$

$$n_k = 3;$$

$$n_{\Pi} = 1;$$

d – принятый внутренний диаметр трубы всасывающего трубопровода, м. Для всасывающего трубопровода наружным диаметром 325 мм по ГОСТ 8732-781 «Трубы стальные бесшовные горячедеформированные» и толщиной стенки 7 мм внутренний диаметр равен $311 = 0,311$ м;

$v_{\text{всас}}$ – скорость движения жидкости во всасывающем трубопроводе, м/сек.

Определяем коэффициент сопротивления прямолинейного участка труб по формуле:

$$\lambda = k_{\text{ш}} + \frac{k_T}{\sqrt{v \times d}},$$

где $k_{\text{ш}}$ – коэффициент шероховатости;

k_T – коэффициент, зависящий от температуры воды (при $t = 15^\circ\text{C}$, $k_T = 0,0018$).

$$\lambda = 0,02 + \frac{0,0018}{\sqrt{1,5 \times 0,311}} = 0,023.$$

Определяем потери напора во всасывающем трубопроводе

$$\Delta H_{\text{всас}} = \left(1 + 0,023 \times \frac{14,7}{0,205} + 1 \times 7 + 3 \times 0,16 + 1 \times 0,5 \right) \frac{1,5^2}{2 \times 9,81} = 1,2 \text{ м.}$$

1.10 Определяем расчетный манометрический напор насоса:

$$H_M = H_r + \Delta H_{\text{наг}} + \Delta H_{\text{всас}},$$

$$H_M = 65 + 18 + 1,2 = 84,2 \text{ м.}$$

1.11 Для построения совмещенной характеристики насосных агрегатов с напорным трубопроводом определяем постоянную трубопровода:

$$R = \frac{H - H_r}{Q^2} = \frac{\Delta H}{Q^2},$$

где ΔH – потеря напора во всасывающем и нагнетательном трубопроводах, м;

$$\Delta H = \Delta H_{\text{наг}} + \Delta H_{\text{всас}},$$

$$\Delta H = 18 + 1,2 = 19,2 \text{ м.}$$

Q – расход воды в трубопроводе при работе одного насоса, м³/ч.

$$R = \frac{19,2}{(1 \times 300)^2} = 0,0002,$$

$$R = 0,0002.$$

Составляем уравнение аналитической зависимости между потерей напора в трубопроводе и расходом жидкости в нём:

$$H = H_r + RQ^2,$$

где H_r – геодезическая высота нагнетания, $H_r = 65$ м;

R – постоянная трубопровода $R = 0,0002$;

Q – расход жидкости по трубопроводу при работе одного насоса.

$$Q = 1 \times 300 = 300 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Определяем напор насоса:

$$H_m = 65 + 0,0002 \times 300 \times 2 = 83$$

Таблица Н.5 - Данные для построения характеристики внешней сети водоотливной установки

$Q, \text{ м}^3/\text{ч}$	$H_r, \text{ м}$	R	RQ^2	$H = H_r + RQ^2$
220	65	0,0002	10	75
250			13	78
275			15	80
300			18	83
350			25	90
360			26	91

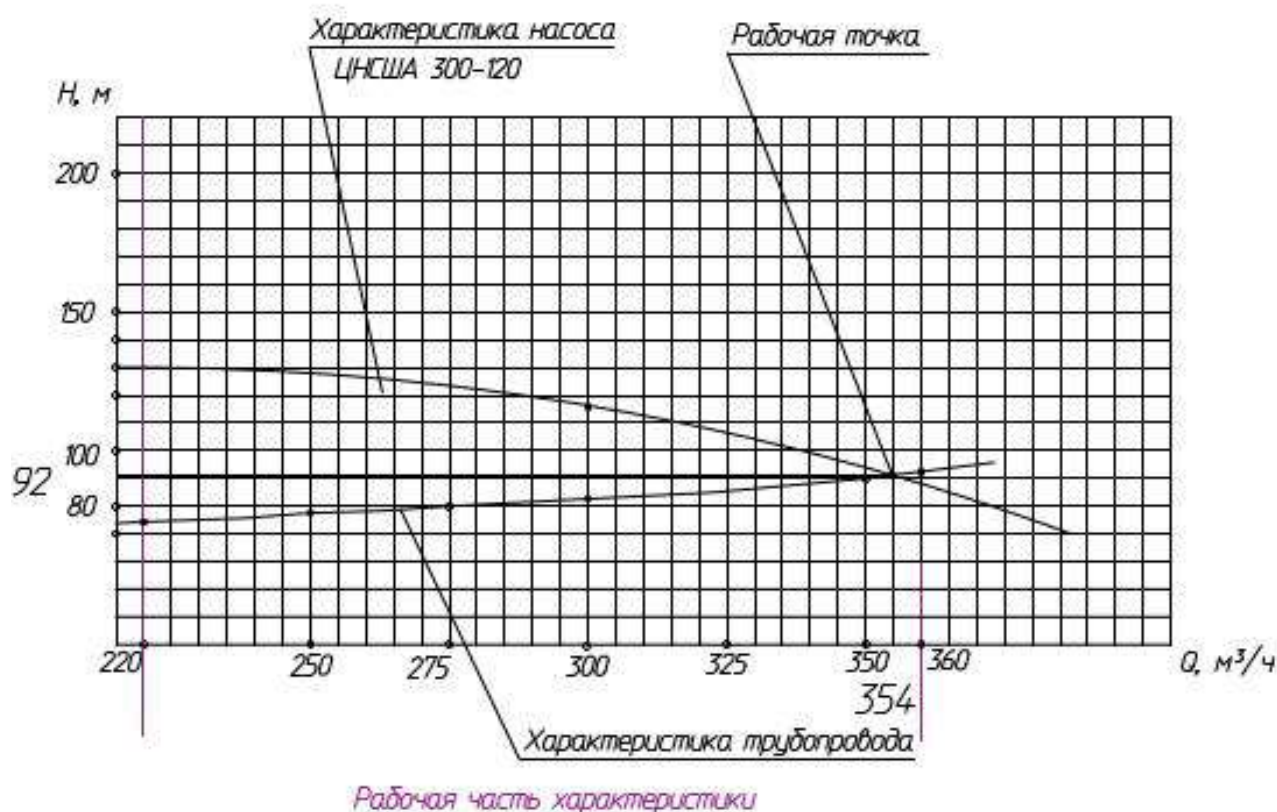


Рисунок 1. Совмещенная характеристика насосного агрегата ЦНСША 300-120 с напорным трубопроводом для участковой насосной горизонта плюс 20 м

Окончательно выбираем насос ЦНСША 300-120.

Техническая характеристика электронасосного агрегата ЦНСША 300-120:

- подача $300 \text{ м}^3/\text{ч}$;
- напор 120 м;
- мощность насоса 160 кВт;
- частота вращения 1500 об/мин

Принимаем два насоса: один – в работе, один – в резерве.

Пример вышеприведенного расчета см. Б. А. Носырев «Справочное руководство по рудничным водоотливным установкам», стр. 61-65, стр. 239-241.

РАСЧЕТ УЧАСТКОВОЙ НАСОСНОЙ ГОРИЗОНТА МИНУС 130 М.

1.1 Расчетная производительность насоса:

$$Q_p = Q_c \times \frac{24}{20} \text{ м}^3/\text{ч},$$

где Q_c – нормальный водоприток, $\text{м}^3/\text{ч}$.

Согласно гидрогеологическим расчетам, нормальный водоприток составляет $63 \text{ м}^3/\text{ч}$.

$$Q_c = 63 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Расход воды на технологические нужды составляет $70 \text{ м}^3/\text{ч}$.

$$Q_c + Q_{\text{тех}} + Q_{\text{бзк}} = 63 + 70 = 133 \text{ м}^3/\text{ч}$$

20 – количество часов по откачке нормального суточного притока согласно «Правилам обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы», п. 1647

$$Q_p = 133 \times \frac{24}{20} = 160 \text{ м}^3/\text{ч},$$

1.2 Геодезическая высота нагнетания (Б.А.Носырев «Справочное руководство по рудничным водоотливным установкам», стр. 239)

$$H_r = H + h_{\text{сл}} + h_{\text{вс}}, \text{ м},$$

где H – геометрическая высота от уровня участковой насосной горизонта минус 130 (-130 м) до отметки уровня пола участковой насосной горизонта плюс 20 м (+20 м). $H = 130 + 20 = 150 \text{ м}$, $H = 150 \text{ м}$;

$h_{\text{сл}}$ – превышение труб на сливе относительно отметки уровня пола участковой насосной плюс 20 горизонта, $h_{\text{сл}} = 0,5 \text{ м}$;

$h_{\text{вс}}$ – максимальная высота всасывания, $h_{\text{вс}} = 4,5 \text{ м}$;

$$H_r = 150 + 0,5 + 4,5 = 155 \text{ м}.$$

1.3 Расчетный напор насоса:

$$H_p = K_z \times H_r, \text{ м},$$

где K_z – коэффициент, учитывающий потери напора в трубопроводе и арматуре, $K_z = 1,1-1,15$ (Б.А.Носырев «Справочное руководство по рудничным водоотливным установкам», стр. 239).

$$H_p = 1,15 \times 155 = 178,25 \text{ м.}$$

Для повышения напора, предварительно выбираем насос ЦНСША 180-212:

- подача 180 м³/ч;
- напор 212 м;
- мощность насоса 160 кВт;
- частота вращения 1500 об/мин.

1.4 Внутренний диаметр всасывающего трубопровода (Б.А.Носырев «Справочное руководство по рудничным водоотливным установкам», стр. 240):

$$d = 0,0188 \times \sqrt{\frac{Q}{v}}, \text{ м,}$$

где Q- производительность принятого насоса, м³/ч;

v – скорость движения воды в трубопроводе, для всасывающего трубопровода, v = 1,2-1,7 м/с (В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г, стр. 124), принимаем v = 1,5 м/с.

$$d = 0,0188 \times \sqrt{\frac{180}{1,5}} = 0,206 \text{ м} = 206 \text{ мм.}$$

1.5 Толщина стенки всасывающего трубопровода (В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г, стр. 120):

$$s = \frac{P \times d_n}{2 \times 0,4 \times \sigma_{вр} + P} + a \times A, \text{ см,}$$

где P – расчетное давление в трубопроводе, МПа. Принимаем P=0,3 МПа;

d_н – наружный диаметр трубопровода в см, предварительно принимаем d_н = 219 мм = 21,9 см;

σ_{вр} – временное сопротивление разрыву, σ_{вр} = 412 МПа (для Ст4сп по ГОСТ 8732-78);

a – годовой износ стенок трубопровода, a = 0,03 см/год;

A – срок службы, A = 20 лет.

$$s = \frac{0,3 \times 21,9}{2 \times 0,4 \times 412 + 0,3} + 0,03 \times 20 = 0,62.$$

Для всасывающего трубопровода наружным диаметром 219 мм по ГОСТ 8732-78 «Трубы стальные бесшовные горячедеформированные» принимаем толщину стенки 7 мм.

1.6 Внутренний диаметр нагнетательного трубопровода (В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г, стр. 124):

$$d = 0,0188 \times \sqrt{\frac{Q \times n}{v}}, \text{ м,}$$

где Q- производительность принятого насоса, м³/ч;

n – количество насосов, работающих на один трубопровод;

v – скорость движения воды в трубопроводе. Согласно «Норм технологического проектирования горнодобывающих предприятий с подземным способом разработки» скорость воды в нагнетательном трубопроводе от 2 м/с до 3 м/с, принимаем v = 3 м/с.

$$d = 0,0188 \times \sqrt{\frac{180 \times 1}{3}} = 0,146 \text{ м} = 146 \text{ мм.}$$

1.7 Толщина стенки нагнетательного трубопровода (В.М.Попов «Водоотливные установки» Москва, Недра 1990 г, стр. 120):

$$s = \frac{P \times d_n}{2 \times 0,4 \times \sigma_{br} + P} + a \times A, \text{ см,}$$

где P – расчетное давление в трубопроводе, МПа. Напор насоса 212 м, принимаем P=2,12 МПа;

d_n – наружный диаметр нагнетательного трубопровода, d_n = 159 мм = 15,9 см;

σ_{br} – временное сопротивление разрыву, σ_{br} = 412 МПа (для Ст4сп по ГОСТ 8732-78);

a – годовой износ стенок трубопровода, a = 0,03 см/год;

A – срок службы, A = 20 лет.

$$s = \frac{3,4 \times 15,9}{2 \times 0,4 \times 412 + 3,4} + 0,03 \times 20 = 0,76 \text{ см.}$$

Для нагнетательного трубопровода наружным диаметром 159 мм по ГОСТ 8732-781 «Трубы стальные бесшовные горячедеформированные» принимаем толщину стенки 7 мм.

1.8 Определяем потери напора в нагнетательном трубопроводе (Б.А.Носырев «Справочное руководство по рудничным водоотливным установкам», стр. 241).

$$\Delta H_{\text{наг}} = \left(1 + \lambda \frac{l_n}{d} + n_{o.k.} \zeta_{o.k.} + n_3 \zeta_3 + n_T \zeta_T + n_K \zeta_K + n_{\Pi} \zeta_{\Pi} \right) \frac{v_n^2}{2g}, \text{ м}^3/\text{ч,}$$

где λ – коэффициент сопротивления прямолинейного участка труб;

l_n – геометрическая длина прямолинейных участков труб нагнетающего трубопровода, м;

ζ_{o.k.}, ζ₃, ζ_T, ζ_K, ζ_Π – гидравлические коэффициенты потери напора в обратном клапане, задвижке, тройнике, колене, переходе.

$$\zeta_{o.k.} = 1,7;$$

$$\zeta_3 = 0,81;$$

$$\zeta_T = 1,5;$$

$$\zeta_K = 0,16;$$

$n_{o.k.}, n_3, n_T, n_K, n_{\Pi}$ – число обратных клапанов, задвижек, тройников, колен, переходов.

$$n_{o.k.} = 1;$$

$$n_3 = 1;$$

$$n_T = 2;$$

$$n_K = 5;$$

d – принятый внутренний диаметр трубы нагнетающего трубопровода, м. Для нагнетательного трубопровода наружным диаметром 159 мм по ГОСТ 8732-781 «Трубы стальные бесшовные горячедеформированные» и толщиной стенки 7 мм внутренний диаметр равен 145 мм = 0,145 м;

v_H – скорость движения жидкости в нагнетательном трубопроводе, м/сек.

Определяем коэффициент сопротивления прямолинейного участка труб по формуле:

$$\lambda = k_{ш} + \frac{k_T}{\sqrt{v \times d}},$$

где $k_{ш}$ – коэффициент шероховатости;

k_T – коэффициент, зависящий от температуры воды (при $t = 15^\circ\text{C}$, $k_T = 0,0018$).

$$\lambda = 0,02 + \frac{0,0018}{\sqrt{3 \times 0,145}} = 0,023.$$

l_H (горизонтальная длина трубопровода); $l_H = 500$ м.

$$\Delta H_{\text{наг}} = \left(1 + 0,023 \times \frac{500}{0,145} + 1 \times 1,7 + 1 \times 0,81 + 2 \times 1,5 + 5 \times 0,16 \right) \frac{v^2}{2 \times 9,81} = 40 \text{ м.}$$

1.9 Определяем потери напора во всасывающем трубопроводе.

$$\Delta H_{\text{всас}} = \left(1 + \lambda \frac{l_{\text{всас}}}{d} + n_{\text{п.к.}} \xi_{\text{п.к.}} + n_K \xi_K + n_{\Pi} \xi_{\Pi} \right) \frac{v_{\text{всас}}^2}{2g}, \text{ м}^3/\text{ч},$$

где λ – коэффициент сопротивления прямолинейного участка труб;

$l_{\text{всас}}$ – геометрическая длина прямолинейных участков труб всасывающего трубопровода, м;

$\xi_{\text{п.к.}}, \xi_K, \xi_{\Pi}$ – гидравлические коэффициенты потери напора в приёмном клапане, колене, переходе.

$$\xi_{\text{п.к.}} = 7;$$

$$\xi_K = 0,16;$$

$$\xi_{\Pi} = 0,5;$$

$n_{п.к.}$, n_k , $n_{п}$ – число обратных клапанов, колен, переходов.

$$n_{п.к.} = 1;$$

$$n_k = 3;$$

$$n_{п} = 1;$$

d – принятый внутренний диаметр трубы всасывающего трубопровода, м. Для всасывающего трубопровода наружным диаметром 219 мм по ГОСТ 8732-781 «Трубы стальные бесшовные горячедеформированные» и толщиной стенки 7 мм внутренний диаметр равен 205 мм = 0,205 м;

$v_{всас}$ – скорость движения жидкости во всасывающем трубопроводе, м/сек.

Определяем коэффициент сопротивления прямолинейного участка труб по формуле:

$$\lambda = k_{ш} + \frac{k_T}{\sqrt{v \times d}},$$

где $k_{ш}$ – коэффициент шероховатости;

k_T – коэффициент, зависящий от температуры воды (при $t = 15^\circ\text{C}$, $k_T = 0,0018$).

$$\lambda = 0,02 + \frac{0,0018}{\sqrt{1,5 \times 0,205}} = 0,023.$$

Определяем потери напора во всасывающем трубопроводе

$$\Delta H_{всас} = \left(1 + 0,023 \times \frac{14,7}{0,205} + 1 \times 7 + 3 \times 0,16 + 1 \times 0,5 \right) \frac{1,5^2}{2 \times 9,81} = 1,2 \text{ м.}$$

1.10 Определяем расчетный манометрический напор насоса:

$$H_m = H_r + \Delta H_{наг} + \Delta H_{всас},$$

$$H_m = 155 + 40 + 1,2 = 196,2 \text{ м.}$$

1.11 Для построения совмещенной характеристики насосных агрегатов с напорным трубопроводом определяем постоянную трубопровода:

$$R = \frac{H - H_r}{Q^2} = \frac{\Delta H}{Q^2},$$

где ΔH – потеря напора во всасывающем и нагнетательном трубопроводах, м;

$$\Delta H = \Delta H_{наг} + \Delta H_{всас},$$

$$\Delta H = 40 + 1,2 = 41,2 \text{ м.}$$

Q – расход воды в трубопроводе при работе одного насоса, м³/ч.

$$R = \frac{41,2}{(1 \times 180)^2} = 0,001,$$

$$R = 0,001.$$

Составляем уравнение аналитической зависимости между потерей напора в трубопроводе и расходом жидкости в нём:

$$H = H_r + RQ^2,$$

где H_r – геодезическая высота нагнетания, $H_r = 155$ м;

R – постоянная трубопровода $R = 0,001$;

Q – расход жидкости по трубопроводу при работе одного насоса

$$Q = 1 \times 180 = 180 \text{ м}^3/\text{ч},$$

Определяем напор насоса:

$$H_m = 155 + 0,001 \times 180 \times 2 = 187,4.$$

Таблица Н.6 - Данные для построения характеристики внешней сети водоотливной установки

$Q, \text{ м}^3/\text{ч}$	$H_r, \text{ м}$	R	RQ^2	$H = H_r + RQ^2$
130	155	0,001	17	172
150			23	178
160			26	181
180			33	187
190			36	191
200			40	195

Выбираем насос 180-212



Рисунок 1. Совмещенная характеристика насосного агрегата ЦНСША 180-212 с напорным трубопроводом для участковой насосной горизонта минус 130 м

Окончательно выбираем насос ЦНСША 180-212.

Техническая характеристика электронасосного агрегата ЦНСША 180-212:

- подача 180 м³/ч;
- напор 212 м;
- мощность насоса 160 кВт;
- частота вращения 1500 об/мин.

Принимаем два насоса: один – в работе, один – в резерве.

Пример вышеприведенного расчета см. Б. А. Носырев «Справочное руководство по рудничным водоотливным установкам», стр. 61-65, стр. 239-241.

ПРИЛОЖЕНИЕ П Расчет количества автосамосвалов для поверхностных перевозок																									
Таблица П.1 - Расчет потребности автомобильного транспорта по технологическим перевозкам																									
№	Наименование расчетных показателей	Ед. изм.	Вскрышная порода																						
			портал наклонных стволов - отвал вскрышных пород																						
			2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039	2040	2041	2042	2043	2044	2045	2046	2047	
			1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	
1	Годовой объем перевозок	тыс.т	105,98	102,17	120,48	241,06	289,12	402,91	557,55	418,21	349,73	291,01	40,54	14,24	14,24	14,24	14,24	12,13	11,07	10,55	7,91	7,91	6,33	4,50	
1,2		тыс.м3	39,25	37,84	44,62	89,28	107,08	149,23	206,50	154,89	129,53	107,78	15,01	5,27	5,27	5,27	5,27	4,49	4,10	3,91	2,93	2,93	2,34	1,67	
2	Рабочих дней в году	день	365	365	365	365	365	365	365	365	365	365	365	365	365	365	365	365	365	365	365	365	365	365	
3	Рабочих смен в сутки	смена	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	
4	Продолжительность смены	час	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	
5	Коэффициент суточной неравномерности	-	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	
6	Сменный объем перевозок	т	159,7	154	182	363	436	607	840	630	527	439	61	21	21	21	21	18	17	16	12	12	10	7	
7	Марка и грузоподъемность		Камаз-65115	Камаз-65115	Камаз-65115	Камаз-65115	Камаз-65115	Камаз-65115	Камаз-65115	Камаз-65115	Камаз-65115	Камаз-65115	Камаз-65115	Камаз-65115	Камаз-65115	Камаз-65115	Камаз-65115	Камаз-65115	Камаз-65115	Камаз-65115	Камаз-65115	Камаз-65115	Камаз-65115	Камаз-65115	
	автомобиля	т	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	
8	Мощность двигателя	л.с.	298	298	298	298	298	298	298	298	298	298	298	298	298	298	298	298	298	298	298	298	298	298	
9	Средневзвешенная длина перевозок	км	0,93	0,97	1,02	1,06	1,10	1,15	1,19	1,23	1,27	1,32	1,36	1,40	1,45	1,49	1,53	1,58	1,62	1,66	1,70	1,75	1,79	1,83	
10	Средневзвешенная скорость движения	км/час	28,0	25,0	25,0	25,0	25,0	25,0	25,0	25,0	25,0	25,0	25,0	25,0	25,0	25,0	25,0	25,0	25,0	25,0	25,0	25,0	25,0	25,0	
11	Время погрузки	мин	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	
12	Время разгрузки, маневры	мин	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	
13	Время хода в оба конца	мин	3	4	4	5	5	5	5	5	6	6	6	6	6	7	7	7	7	7	8	8	8	8	
14	Время полного оборота за 1 рейс	мин	13	14	14	15	15	15	15	15	16	16	16	16	16	17	17	17	17	17	18	18	18	18	
15	Число рейсов в смену																								
	1 автомобиля	рейс	49	46	46	43	43	43	43	43	40	40	40	40	40	38	38	38	38	38	36	36	36	36	
16	Сменная производительность																								
	1 автомобиля	т	661,5	621	621	580,5	580,5	580,5	580,5	580,5	540	540	540	540	540	513	513	513	513	513	486	486	486	486	
17	Сменный рабочий парк	а/маш	0,24	0,25	0,29	0,63	0,75	1,05	1,45	1,09	0,98	0,81	0,11	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04	0,03	0,03	0,02	0,02	0,02	0,01	
18	Инвентарный парк	а/маш	0,27	0,27	0,32	0,69	0,83	1,15	1,59	1,19	1,07	0,89	0,12	0,04	0,04	0,05	0,05	0,04	0,04	0,03	0,03	0,03	0,02	0,02	
19	Общий годовой пробег автомобиля	тыс.км	14,46	14,58	17,95	37,44	46,73	67,66	97,15	75,51	65,35	56,21	8,09	2,93	3,02	3,11	3,2	2,8	2,63	2,57	1,98	2,03	1,66	1,21	
20	Годовой пробег 1 списочного автомобиля	сутки, км тыс.км	137 14,46	134 14,58	140 17,95	137 37,44	142 46,73	148 58,81	153 61,02	159 63,23	153 60,88	158 56,21	163 8,09	168 2,93	174 3,02	170 3,11	175 3,20	179 2,80	185 2,63	189 2,57	184 1,98	189 2,03	193 1,66	198 1,21	
21	Расход дизельного топлива: -базовая норма -коэф.Ккл (климат.условия) -годовой	л/час % л т	36,8 1,14 79850 68,67	36,8 1,14 81996 70,52	36,8 1,14 96689 83,15	36,8 1,14 206961 177,99	36,8 1,14 248228 213,48	36,8 1,14 345920 297,49	36,8 1,14 478684 411,67	36,8 1,14 359058 308,79	36,8 1,14 322777 277,59	36,8 1,14 268584 230,98	36,8 1,14 37411 32,17	36,8 1,14 13140 11,30	36,8 1,14 13140 11,30	36,8 1,14 13832 11,90	36,8 1,14 13832 11,90	36,8 1,14 10757 9,25	36,8 1,14 10246 8,81	36,8 1,14 10757 9,25	36,8 1,14 10246 8,81	36,8 1,14 8113 6,98	36,8 1,14 8116 6,98	36,8 1,14 6490 5,58	36,8 1,14 4616 3,97
22	Годовой комплект шин	компл.	0,482	0,486	0,598	1,248	1,558	2,255	3,238	2,517	2,178	1,874	0,270	0,098	0,101	0,104	0,107	0,093	0,088	0,086	0,066	0,068	0,055	0,040	
23	Нормы эксплуатационного пробега шин с учетом их восстановления	размер шин тыс.км	11.00 R20 30	11.00 R20 30	11.00 R20 30	11.00 R20 30	11.00 R20 30	11.00 R20 30	11.00 R20 30	11.00 R20 30	11.00 R20 30	11.00 R20 30	11.00 R20 30	11.00 R20 30	11.00 R20 30	11.00 R20 30	11.00 R20 30	11.00 R20 30	11.00 R20 30	11.00 R20 30	11.00 R20 30	11.00 R20 30	11.00 R20 30	11.00 R20 30	
24	Расход смазочных материалов: -моторные масла -норма расхода на 100 л топлива -годовой -трансмиссионные масла -норма расхода на 100 л топлива -годовой -специальные масла -норма расхода на 100 л топлива -годовой -пластичные смазки -норма расхода на 100 л топлива -годовой	л л т л л т л л т кг кг т	4,3 3433,57 3,09 0,5 399,252 0,36 1 798,504 0,69 0,3 239,551 0,24	4,3 3525,83 3,17 0,5 409,980 0,37 1 819,961 0,71 0,3 245,988 0,25	4,3 4157,61 3,74 0,5 483,443 0,44 1 966,886 0,84 0,3 290,066 0,29	4,3 8899,32 8,01 0,5 1034,805 0,94 1 2069,609 1,80 0,3 620,883 0,62	4,3 10673,80 9,61 0,5 1241,140 1,13 1 2482,280 2,16 0,3 744,684 0,74	4,3 14874,54 13,39 0,5 1729,598 1,57 1 3459,196 3,01 0,3 1037,759 1,04	4,3 20583,40 18,53 0,5 2393,419 2,18 1 4786,838 4,16 0,3 1436,051 1,44	4,3 15439,51 13,90 0,5 1795,292 1,63 1 3590,584 3,12 0,3 1077,175 1,08	4,3 13879,42 12,49 0,5 1613,886 1,47 1 3227,773 2,81 0,3 968,332 0,97	4,3 11549,11 10,39 0,5 1342,920 1,22 1 2685,840 2,34 0,3 805,752 0,81	4,3 1608,69 1,45 0,5 187,057 0,17 1 374,115 0,33 0,3 112,234 0,11	4,3 565,02 0,51 0,5 65,700 0,06 1 131,399 0,11 0,3 39,420 0,04	4,3 565,02 0,51 1,5 197,099 0,18 2 262,799 0,23 1,3 170,819 0,17	4,3 594,76 0,54 2,5 345,788 0,31 3 414,946 0,36 2,3 318,125 0,32	4,3 594,76 0,54 3,5 484,103 0,44 4 553,261 0,48 3,3 456,440 0,46	4,3 506,68 0,46 4,5 530,244 0,48 5 589,160 0,51 4,3 506,677 0,51	4,3 462,57 0,42 5,5 591,658 0,54 6 645,445 0,56 5,3 570,143 0,57	4,3 440,58 0,40 6,5 665,999 0,61 7 717,230 0,62 6,3 645,507 0,65	4,3 348,85 0,31 7,5 608,467 0,55 8 649,031 0,56 7,3 592,241 0,59	4,3 348,97 0,25 8,5 689,827 0,63 9 730,405 0,64 8,3 673,596 0,67	4,3 279,09 0,25 9,5 616,593 0,56 10 649,045 0,56 9,3 603,612 0,60	4,3 198,47 0,18 10,5 484,630 0,44 11 507,707 0,44 10,3 475,399 0,48	
25	Годовая выработка на один среднесписочный автомобиль	тыс.т	399,086	374,652	374,653	350,219	350,219	350,219	350,219	350,219	325,785	325,785	325,787	325,788	325,788	309,498	309,498	309,490	309,494	309,487	293,199	293,201	293,193	293,214	
26	Годовая производительность на одну среднесписочную а/тонну	т	26,606	24,977	24,977	23,348	23,348	23,348	23,348	23,348	21,719	21,719	21,719	21,719	21,719	20,633	20,633	20,633	20,633	20,632	19,547	19,547	19,546	19,548	

ПРИЛОЖЕНИЕ Р
Расчет количества бульдозеров на отвалах

Таблица Р.1

№	Наименование расчетных показателей	Ед. изм.	Вскрышная порода (на отвале)																					
			2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039	2040	2041	2042	2043	2044	2045	2046	2047
			7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28
1	Годовой объем по календарному графику	тыс.м³	39,25	37,84	44,82	89,67	105,39	122,70	219,52	165,60	138,34	100,21	5,27	5,27	5,27	5,27	5,27	4,49	4,10	3,91	2,93	2,93	2,34	1,67
3	Годовой объем перевозок	тыс.т	105,98	102,17	121,02	242,11	284,54	331,28	592,70	447,11	373,53	270,56	14,24	14,2	14,2	14,2	14,2	12,1	11,1	10,5	7,9	7,9	6,3	4,5
4	Рабочих дней в году	день	330	330	330	330	330	330	330	330	330	330	330	330	330	330	330	330	330	330	330	330	330	330
5	Рабочих смен в сутки	смена	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
6	Продолжительность смены	час	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12
7	Коэффициент суточной неравномерности	-	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1
8	Сменный объем перевозок	т	176,639	170,28	201,708	403,515	474,241	552,135	987,838	745,178	622,551	450,927	23,729	23,729	23,729	23,729	23,729	20,214	18,456	17,577	13,183	13,189	10,546	7,5
9	Объемный вес в целике	т/м³	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7
10	Коэффициент разрыхления		1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6
11	Объемный вес в разрыхленном состоянии	т/м³	1,6875	1,6875	1,6875	1,6875	1,6875	1,6875	1,6875	1,6875	1,6875	1,6875	1,6875	1,6875	1,6875	1,6875	1,6875	1,6875	1,6875	1,6875	1,6875	1,6875	1,6875	1,6875
12	Сменный объем	м³	104,67	100,91	119,53	239,12	281,03	327,19	585,39	441,59	368,92	267,22	14,06	14,06	14,06	14,06	14,06	11,98	10,94	10,42	7,81	7,82	6,25	4,44
13	Марка бульдозера		Shantui SD 22	Shantui SD 22	Shantui SD 22	Shantui SD 22	Shantui SD 22	Shantui SD 22	Shantui SD 22	Shantui SD 22	Shantui SD 22	Shantui SD 22	Shantui SD 22	Shantui SD 22	Shantui SD 22	Shantui SD 22	Shantui SD 22	Shantui SD 22	Shantui SD 22	Shantui SD 22	Shantui SD 22	Shantui SD 22	Shantui SD 22	Shantui SD 22
14	Производительность	м³/час	600,0	600,0	600,0	600,0	600,0	600,0	600,0	600,0	600,0	600,0	600,0	600,0	600,0	600,0	600,0	600,0	600,0	600,0	600,0	600,0	600,0	600,0
15	Поправочные коэф-ты стр.1-50:																							
	для грунта разрыхленного		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	0,8	0,8	0,8	0,8
	использов.раб.времени		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	0,9	0,9	0,9
	квалификация оператора (средняя)		0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75
16	Производительность бульд. в час	м³/час	324	324	324	324	324	324	324	324	324	324	324	324	324	324	324	324	324	324	324	324	324	324
14	Производительность бульд. в смену	м³/смена	2073	2073	2073	2073	2073	2073	2073	2073	2073	2073	2073	2073	2073	2073	2073	2073	2073	2073	2073	2073	2073	2073
15	Количество бульдозеров в смену	бульд.	0,050	0,049	0,058	0,115	0,136	0,158	0,282	0,213	0,178	0,129	0,007	0,007	0,007	0,007	0,007	0,006	0,005	0,005	0,004	0,004	0,003	0,002
16	Машиночасы в год всех бульдозеров	час	360	347	411	822	966	1125	2013	1518	1269	919	48	48	48	48	48	41	38	36	27	27	21	15
17	Расход дизельного топлива:																							
	-базовая норма на 1 час по справ. САТ (средний)	л/час	56,40	56,40	56,40	56,40	56,40	56,40	56,40	56,40	56,40	56,40	56,40	56,40	57,40	58,40	59,40	60,40	61,40	62,40	63,40	64,40	65,40	66,40
	спр.САТ, изд.40,стр. 20-9																							
	-годовой	л	20299,7	19568,9	23180,7	46372,8	54500,8	63452,5	113524,5	85637,5	71544,9	51821,5	2727,0	2727,0	2775,3	2823,7	2872,0	2487,8	2309,0	2234,9	1703,1	1730,7	1405,4	1014,7
	об.вес 0,86кг/л	т	17,458	16,829	19,935	39,881	46,871	54,569	97,631	73,648	61,529	44,566	2,345	2,345	2,387	2,428	2,470	2,139	1,986	1,922	1,465	1,488	1,209	0,873
18	Расход смазочных материалов:																							
	-моторные масла																							
	-норма расхода	%	4,9	4,9	4,9	4,9	4,9	4,9	4,9	4,9	4,9	4,9	4,9	4,9	5,9	6,9	7,9	8,9	9,9	10,9	11,9	12,9	13,9	14,9
	-годовой	л	995	959	1136	2272	2671	3109	5563	4196	3506	2539	134	134	164	195	227	221	229	244	203	223	195	151
		т	0,895	0,863	1,022	2,045	2,403	2,798	5,006	3,777	3,155	2,285	0,120	0,120	0,147	0,175	0,204	0,199	0,206	0,219	0,182	0,201	0,176	0,136
	-трансмиссионные масла																							
	-норма расхода	%	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	1,8	2,8	3,8	4,8	5,8	6,8	7,8	8,8	9,8	10,8
	-годовой	л	162	157	185	371	436	508	908	685	572	415	22	22	50	79	109	119	134	152	133	152	138	110
		т	0,148	0,142	0,169	0,338	0,397	0,462	0,826	0,623	0,521	0,377	0,020	0,020	0,045	0,072	0,099	0,109	0,122	0,138	0,121	0,139	0,125	0,100
	-специальные масла																							
	-норма расхода	%	0,08	0,08	0,08	0,08	0,08	0,08	0,08	0,08	0,08	0,08	0,08	0,08	1,08	2,08	3,08	4,08	5,08	6,08	7,08	8,08	9,08	10,08
	-годовой	л	16	16	19	37	44	51	91	69	57	41	2	2	30	59	88	102	117	136	121	140	128	102
		т	0,014	0,014	0,016	0,032	0,038	0,044	0,079	0,060	0,050	0,036	0,002	0,002	0,026	0,051	0,077	0,088	0,102	0,118	0,105	0,122	0,111	0,089
	-пластичные смазки																							
	-норма расхода	%	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04	1,04	2,04	3,04	4,04	5,04	6,04	7,04	8,04	9,04	10,04
	-годовой	кг	7	7	8	16	19	22	39	29	25	18	1	1	25	50	75	86	100	116	103	120	109	88
		т	0,007	0,007	0,008	0,016	0,019	0,022	0,039	0,029	0,025	0,018	0,001	0,001	0,025	0,050	0,075	0,086	0,100	0,116	0,103	0,120	0,109	0,088

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. СП РК 2.03-30-2017 "Строительство в сейсмичных районах".
2. ГОСТ 25100-2020 Грунты. Классификация, Москва: Стандартинформ, 2020.
3. ГОСТ 28985-91 Породы горные. Метод определения деформационных характеристик при одноосном сжатии, Москва: ИПК издательство стандартов , 1991.
4. Олейник Ю.Ф., Кудряшов А.М., Спирин В.Н., Сводный отчет с подсчетом запасов по Новоленинскому барит-полиметаллическому месторождению по состоянию на 01.07.86г., Усть-Каменогорск: ПГО "Востоказгеология", Лениногорская ГРЭ, 1986.
5. Report. Novo-Leninogorsk. Hydrogeological Study. Hydrogeological Modelling, London: Golder Associates (UK) LTD, 2021.
6. Проект. Строительство Шубинского рудника. Казгипроцветмет, Усть-каменогорск, 1995.
7. Казикаев Д.М., Осипенко Ю.С., Разработка рудных месторождений под подземными объектами, Москва: Недра, 1989.
8. К. Д.М., Геомеханика подземной разработки руд, Москва: Московский государственный горный университет, 2009.
9. Отчет о минеральных ресурсах по золото-полиметаллическому месторождению Новоленинское в соответствии с кодексом KAZRC, Glencore, 2021.
10. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий с подземным способом разработки от « 4 » декабря 2008 года.
11. Временные правила охраны сооружений и подземных горных разработок месторождений руд цветных металлов с неизученным процессом сдвижения горных пород, 1986.
12. СНиП 2.01.09-91 "Здания и сооружения на подрабатываемых территориях".
13. Инструкция о порядке утверждения мер охраны зданий, сооружений и природных объектов от вредного влияния горных разработок, Москва, 1996.
14. Оказание техпомощи Лениногорскому комбинату при доработке "Методического пособия по нормированию потерь при добыче руды на рудниках комбината. Отчет о НИР", Усть-Каменогорск: ВНИИцветмет, 1983.

15. Исследование определяющих факторов и разработка технических решений по снижению уровня потреь и разубоживания руды при очистной выемке на Тишинском руднике. Отчет о НИР, Усть-Каменогорск: ВНИИцветмет, 1988.
16. Методика расчета нормативов запасов руды по степени подготовленности к добыче на предприятиях МЦМ СССР, МЦМ СССР, 23 декабря 1975.
17. Кодекс Республики Казахстан от 27 декабря 2017 года № 125-VI «О недрах и недропользовании» (с изменениями и дополнениями по состоянию на 02.04.2019 г.)..
18. Правил обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы от 30 декабря 2014 года № 352 (с изменениями и дополнениями по состоянию на 06.03.2023 г.).
19. Правил обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих взрывные работы и работы со взрывчатыми материалами промышленного назначения от 30 декабря 2014 года № 343 (с изменениями и дополнениями по состоянию на 09.04.2023.
20. Г. К. ССР, Временным методическим пособием по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания рудников и шахт, 1990.
21. ГОСТ 18599-2001. Трубы напорные из полиэтилена. Технические условия (изм. 1, 2)..
22. ГОСТ 10704-91. Трубы стальные электросварные прямошовные. Сортамент» (изм. 1, 2, 3)..
23. Типовые проектные решения 901-09-11.84. Колодцы водопроводные. Альбом II. Колодцы круглые из сборного железобетона для труб Ду=50-600 мм..
24. Типовые проектные решения 901-09-11.84. Колодцы водопроводные. Альбом IV. Колодцы прямоугольные из бетона для труб Ду=250-1200 мм..
25. ТУ 22.21.21-001-73011750-2021. Корсис трубы гофрированные канализационные..
26. ГОСТ 22689.2-89. Трубы полиэтиленовые канализационные и фасонные части к ним. Конструкция..
27. ГОСТ 8020-2016. Конструкции бетонные и железобетонные для колодцев канализационных, водопроводных и газопроводных сетей. Технические условия (с поправками) (изм. 1)..
28. Типовые проектные решения 902-09-22.84. Колодцы канализационные. Альбом II. Колодцы круглые из сборного железобетона для труб Ду=150-1200 мм..
29. ГОСТ 3262-75. Трубы стальные водогазопроводные. Технические условия..

30. ГОСТ 33228-2015. Трубы стальные сварные общего назначения. Технические условия..
31. Технический регламент «Общие требования к пожарной безопасности» (приказ Министра по чрезвычайным ситуациям Республики Казахстан от 17 августа 2021 года № 405) (с изменениями от 14.10.2022 г.)..
32. СП РК 4.01-101-2012. Внутренний водопровод и канализация зданий и сооружений» (с изменениями от 25.12.2017 г.)..
33. И. Мельников, «Краткий справочник по открытым горным работам».
34. СН РК 3.01-03-2011 Генеральные планы промышленных предприятий.
35. СН РК 3.01-103-2012 Генеральные планы промышленных предприятий.
36. СН РК 3.03-22-103 Промышленный транспорт.
37. СП РК 3.03-122-2013 Промышленный транспорт.
38. Правила устройства электроустановок 2015 г. (утверждены приказом Министра энергетики Республики Казахстан от 20 марта 2015 года № 230) (с изменениями и дополнениями по состоянию на 03.01.2023 г.)..
39. СН РК 4.04-07-2023 Электротехнические устройства.
40. СП РК 4.04.107-2013 Электротехнические устройства.
41. СП РК 4.04-109-2013 Правила проектирования силового и осветительного оборудования промышленных предприятий.
42. СП РК 2.04-103-2013 Устройство молниезащиты зданий и сооружений.
43. Правила технической эксплуатации электроустановок потребителей. Утверждены приказом Министра энергетики Республики Казахстан от 30 марта 2015 года № 246..
44. Правила техники безопасности при эксплуатации электроустановок. Утверждены приказом Министра энергетики Республики Казахстан от 19 марта 2015 года № 222..
45. Инструктивные указания по проектированию электротехнических установок, 1991.
46. Фрейман Г.Г., Тюнин В.П. и др., Отчет с подсчетов запасов по Риддер-Сокольному месторождению по состоянию на 01.01.2001 г., Лениногорск: ТОО "Геоинцентр", 2001.

Таблица регистрации изменений								
Изм.	Номера листов (страниц)				Всего листов (страниц) в докум.	№ документа	Подпись	Дата
	изменен- ных	заменен- ных	новых	аннулиро- ванных				