

ТОВАРИЩЕСТВО С ОГРАНИЧЕННОЙ ОТВЕТСТВЕННОСТЬЮ
«ГРК Огневский ГОК»

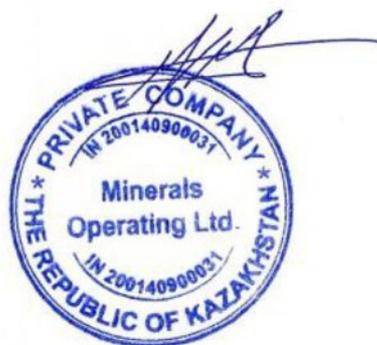
«УТВЕРЖДАЮ»
Директор
ТОО «ГРК Огневский ГОК»
Нургалиев С.С.
« » 2022г.



**План горных работ по доработке подземным способом
запасов Бакенного редкометального месторождения,
расположенном в Уланском районе Восточно-
Казахстанской области.**

Книга 1 – пояснительная записка

ЧК «Minerals Operating Ltd.»



К.Ж. Кокуш

г. Астана – 2022г.

СПИСОК ИСПОЛНИТЕЛЕЙ

Главный инженер проекта  Каирбеков Б.У.

Горный инженер  Азбаева С.

Инженер-эколог  Крылов Д.

СОСТАВ ПЛАНА

План горных работ по доработке подземным способом запасов Бакенного редкометального месторождения, расположенном в Уланском районе Восточно-Казахстанской области.

Книга 1	Пояснительная записка
Книга 2	План ликвидации
Книга 3	ОВОС
Папка 1	Графические приложения

ОГЛАВЛЕНИЕ	
ВВЕДЕНИЕ	9
1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О РАЙОНЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ.	10
1.1 Географо-экономическая характеристика района	10
2. ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ.	13
2.1 Геологическая характеристика района.	13
2.1.1 Стратиграфия.....	15
2.1.2 Магматизм.....	16
2.1.3 Тектоника	20
2.2 Геологическое строение Бакенного месторождения.....	23
2.2.1 Литология и стратиграфия	23
2.2.2 Магматизм.....	23
2.2.3 Метаморфизм.....	24
2.2.4 Элементы структуры и тектоники месторождения	25
2.2.5 Морфология, условия залегания и размеры рудных тел	27
2.2.6 Генезис месторождения.....	28
2.3 Вещественный состав руд.	28
2.4 Инженерно-геологическая характеристика.....	31
2.5 Запасы месторождения	32
2.5.1 Кондиции для подсчета запасов	32
2.5.2 Запасы, утвержденные ГКЗ РК.....	33
3. ГИДРОГЕОЛОГИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ.	34
3.1 Характеристика гидрогеологических условий месторождения.....	34
4. ГОРНАЯ ЧАСТЬ.	35
4.1 Существующее состояние горных работ.....	35
4.1.1 Геотехнический мониторинг.....	36
4.2 Виды и методы работ по добыче полезных ископаемых.....	37
4.2.1 Размещение наземных и подземных сооружений	37
4.2.2 Очередность отработки запасов	37
4.3 Способы проведения работ по добыче полезных ископаемых.	39
4.3.1 Производственная мощность рудника.....	39
4.3.2 Срок существования рудника	39
4.3.3 Режим работы рудника	40

4.3.4	Выбор способа вскрытия месторождения.	40
4.4	Горно-проходческие работы	40
4.4.1	Горно-капитальные работы.....	40
4.4.2	Горно-подготовительные работы	41
4.4.3	Выбор сечений выработок.	42
4.4.3	Организация проходки горных выработок.....	43
4.5	Системы разработки	44
4.5.1	Горнотехнические условия разработки.	44
4.5.2	Выбор системы разработки месторождения полезных ископаемых.	44
4.5.3	Камерно-столбовая система разработки.....	45
4.5.4	Обоснование выемочной единицы.....	46
4.5.5	Потери и разубоживание руды	47
4.5.6	Геолого-маркшейдерское обслуживание очистных работ	47
4.5.7	Основные технико-экономические показатели	48
4.6	Календарный план добычи.....	49
4.7	Использование взрывчатых материалов и взрывные работы.....	51
4.7.1	Снабжение взрывчатыми материалами.	51
4.7.2	Взрывные работы	52
4.7.3	Расчет параметров БВР.....	53
4.8	Расчет производительности и состав технологического оборудования на проходке горных выработок.	56
4.8.1	Проходческие работы	57
4.8.2	Расчет производительности и количество погрузочно-доставочных машин на проходческих работах.	59
4.8.3	Расчет производительности и количество автосамосвалов на проходческих работах.....	60
4.9	Транспортировка руды	62
4.9.1	Расчет производительности и количества автосамосвалов на добыче руды.....	62
4.9.2	Расчет производительности и количество погрузочно-доставочных машин на добычных работах.	63
4.10	Вентиляция и комплексное обеспыливание.....	65

4.10.1	Расчёт потребного количества воздуха	65
4.10.2	Схема проветривания рудника	68
4.10.3	Мероприятия по обеспыливанию рудничной атмосферы	69
4.10.4	Выходы на поверхность	70
4.11	Водоснабжение.....	70
4.12	Пожаротушение.....	70
4.13	Водоотлив	71
4.14	Меры охраны поверхностных объектов и горных выработок	71
	от вредного влияния подземных разработок.....	71
4.15	Рациональное и комплексное использование недр	72
4.15.1	Охрана недр	72
4.15.2	Геолого-маркшейдерское и геомеханическое (геотехническое) обеспечение горных работ	73
4.16	Санитарно-гигиенические мероприятия и основные меры	76
	обеспечения безопасного ведения горных работ.....	76
4.17	Мероприятия по предупреждению чрезвычайных ситуаций.....	79
5	Технологические решения по горному производству.....	81
5.1	Инженерно-технические мероприятия по гражданской обороне и по предупреждению чрезвычайных ситуаций природного и техногенного характера	81
5.1.1	Система оповещения о чрезвычайных ситуациях	81
5.1.2	Средства и мероприятия по защите людей	83
5.1.3	Мероприятия по повышению устойчивости функционирования объектов и персонала шахты в чрезвычайных ситуациях	85
5.1.4	Мероприятия по защите подземных объектов шахты от чрезвычайных ситуаций природного и техногенного характера.....	86
5.1.5	Система обеспечения комплексной безопасности и антитеррористической защищенности.....	86
	Список использованных источников.	88

СПИСОК ГРАФИЧЕСКИХ ПРИЛОЖЕНИЙ.

Порядковый номер листа	Название чертежей	Масштаб	Количество листов
1	2	3	4
100001-пр	Ситуационный план	1:5000	1
100002-пр	Камерно-столбовая система разработки		1
100003-пр	План горизонта 500 м	1:1000	1
100004-пр	План горизонта 470 м	1:1000	1
100005-пр	План горизонта 440 м	1:1000	1
100006-пр	Разрез по линии 53	1:1000	1
100007-пр	Разрез по линии 54	1:1000	1
100008-пр	Разрез по линии 59	1:1000	1
100008-пр	Разрез по линии 60	1:1000	1
100008-пр	Разрез по линии 61	1:1000	1
100008-пр	Разрез по линии 101	1:1000	1
100008-пр	Разрез по линии 102	1:1000	1
100008-пр	Разрез по линии 103	1:1000	1

С П Р А В К А

План горных работ по доработке подземным способом запасов Бакенного редкометального месторождения, расположенном в Уланском районе Восточно-Казахстанской области, выполнен ЧК «Minerals Operating Ltd.» в соответствии с государственными нормами, правилами, стандартами, действующими на территории Республики Казахстан и Кодекса РК «О недрах и недропользовании» от 27.12.2017 года № 125-VI, с дополнениями от 07.03.2022 г.

Данный проект соответствует принятым «Методическим рекомендациям по технологическому проектированию горнодобывающих предприятий открытым способом разработки», СНиПам, ГОСТам и удовлетворяет всем современным требованиям, предъявляемым к Проекту промышленной разработки месторождений полезных ископаемых.

Зам.директор
ЧК «Minerals Operating Ltd.»

К. Ж. Кокуш



ВВЕДЕНИЕ

В основу подготовки настоящего проекта «Плана горных работ по доработке подземным способом запасов Бакенного редкометального месторождения, расположенном в Уланском районе Восточно-Казахстанской области» положены:

- Кодекс Республики Казахстан от 27 декабря 2017 года № 125-VI «О недрах и недропользовании» (Статья 204 Заявление о выдачи лицензии на добычу твердых полезных ископаемых).

- Договор № МО-11/22 от 23.06.2022г.

- Задание на проектирование (Приложение 1);

- Отчет с подсчетом запасов Бакенного месторождения на 01.04.84г.

- Протокол Государственной комиссии по запасам ГКЗ СССР (№ 9697,1985 г.)

План горных работ предусматривает рудником Огневка доработку подземным способом запасов Бакенного редкометального месторождения с запасами, утвержденными протоколом № 9697, 1985г. числящие на Государственном балансе по состоянию на 01.01.2021г. Существующая обогатительная фабрика, обеспечивает переработку руд Бакенного участка с годовой производительностью 350 тыс.тонн.

Составлен календарный план добычи руды и металлов.

Выполнен выбор и обоснование параметров системы разработки, параметров буровзрывных работ, производительности технологического оборудования. На всех технологических процессах ведения горных работ предусмотрено использование самоходного оборудования. Проектом предусмотрены санитарно-гигиенические мероприятия, предложены меры по безопасному ведению горных работ и охране недр, а также определены задачи научно-исследовательских работ.

1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О РАЙОНЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ.

1.1 Географо-экономическая характеристика района

По территориально-административному делению площадь месторождения относится к Уланскому району Восточно-Казахстанской области и составляет 3,4 км². Бакенное месторождение расположено в 1 км к западу от п. Огневка, в 60 км по железной дороге к югу от областного центра – города Усть-Каменогорска, с которым связан также автодорогой (102 км). Географические координаты 49°41 северной широты 82°00 восточной долготы. (рис.1.1).

Месторождение расположено в центральной части Калбинского хребта, его площадь характеризуется резко расчлененным горным рельефом с абсолютными отметками от 350 м до 1100м, и относительными превышениями 400-700 м. Южные склоны гор скалистые, крутые, имеют уклон до 60°, северные склоны сравнительно сглаженные и закрытые маломощными делювиальными отложениями.

Гидросеть района развита слабо. Основной акваторией является река Иртыш с ее левым притоком реки Огневка. Непосредственно на месторождении, в северо-западной его части, протекают ручьи Маралушка, Каменушка и Бакенный, которые в летнее время практически пересыхают,

Климат района резко континентальный с перепадами температуры от +39° летом до -42° зимой; среднегодовая температура равна +2,7°; абсолютная годовая амплитуда температур составляет 81°. Годовое количество осадков составляет 506 мм, распределение по месяцам сравнительно равномерное, в теплый период выпадает 62 % осадков, в холодный 38 %. Снежный покров устойчиво ложится в начале ноября и держится до начала апреля; высота его в среднем 0,4-0,5 м; почва промерзает до 0,6 м. Преобладающее направление ветров определяется положением долины реки Иртыш – это северо-западные и юго-восточные ветры, часто наблюдается штиль. Среднемесячные скорости ветров – в пределах 0,8 – 3,5 м / сек, среднегодовые 1,6 – 2,7 м / сек. Данные о климате района основаны на многолетних наблюдениях метеопостов г. Усть-Каменогорска, пос. Огневка. Сейсмичность района 6 баллов.

Месторождение Бакенное расположено в экономически развитом горнорудном районе, в пределах горного отвода рудника Огневка Белогорского ГОКа. Рудник Огневка находится на северо-восточном фланге месторождения и располагает жилым поселком, обогатительной фабрикой и другими производственными объектами. Ближайшими к пос. Огневка населенными пунктами является пос. Асубулак (18 км) и пос. Белогорский (45 км). Областной центр г. Усть-Каменогорск, где имеется предприятие по переработке танталитовых концентратов, расположен в 98 км. Все перечисленные населенные пункты связаны между собой автомобильными дорогами с гравийным и асфальтовым покрытием. Железнодорожная станция и водная пристань на реке Иртыш, расположенные в пос. Огневка, где имеется разгрузочная площадка Белогорского ГОКа, также связывают месторождение с г. Усть-Каменогорском. Через эти станцию и пристань осуществляются

поставки топлива, материалов и оборудования. Снабжение рудника Огневка электроэнергией осуществляется от Бухтарминской ГЭС на р. Иртыш.

Водоснабжение технической и питьевой водой – за счет водосбора на р. Иртыш. Из местных строительных материалов используется гравий, песок, глина, сланцы.

Район месторождения обжит. Население занято в основном в горнодобывающей промышленности. Потребность в рабочей силе частично удовлетворяется на месте, а также пос. Асубулак и г. Усть-Каменогорск.

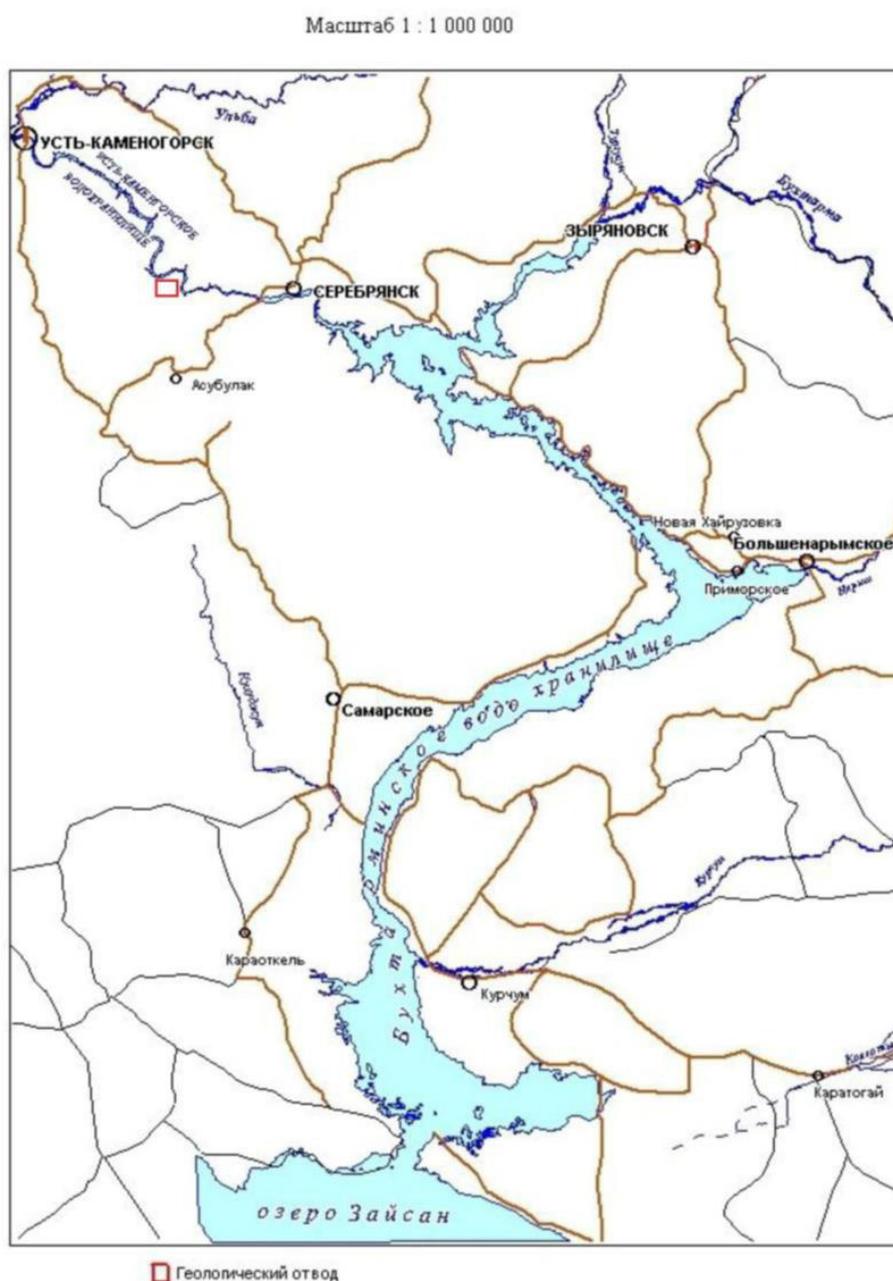


Рис.1.1 Обзорная карта района.

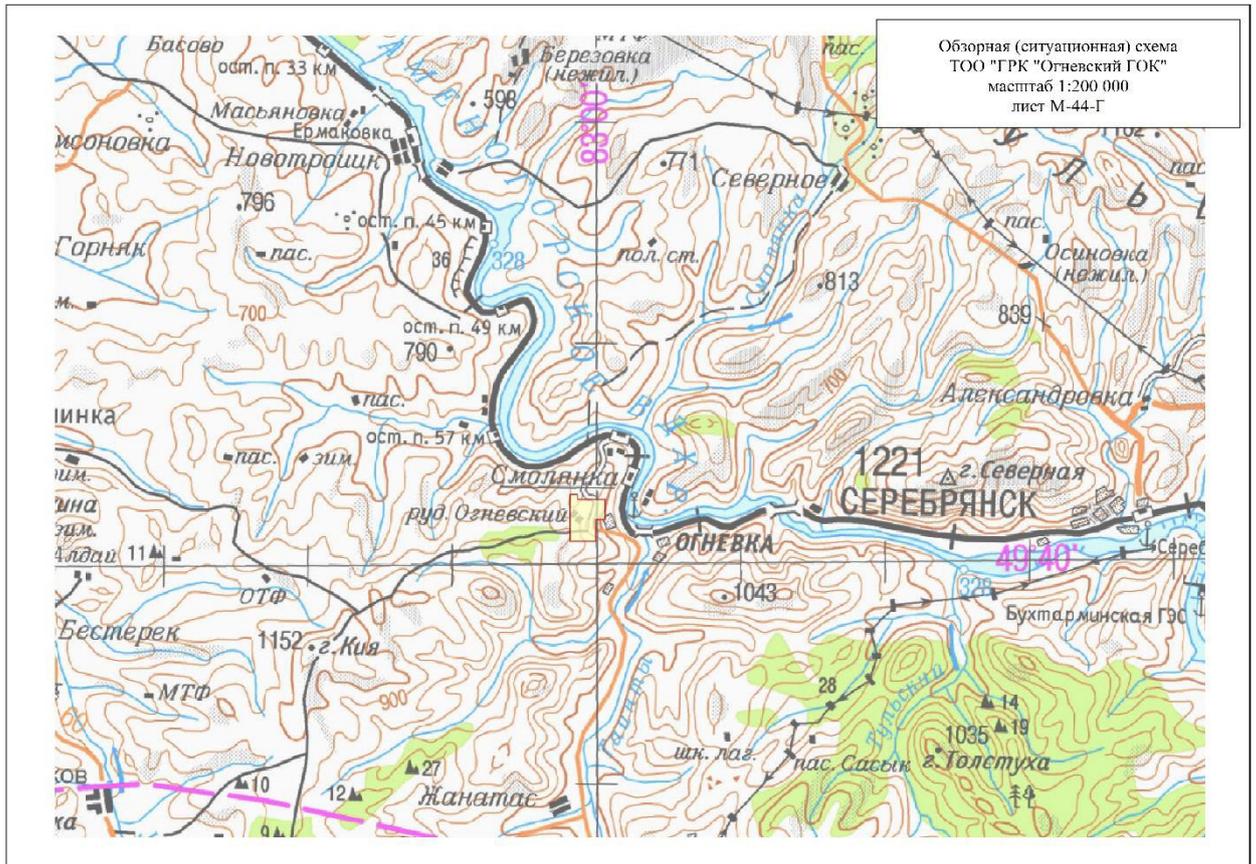


Рис.1.2 Обзорная ситуационная схема участка разработки.

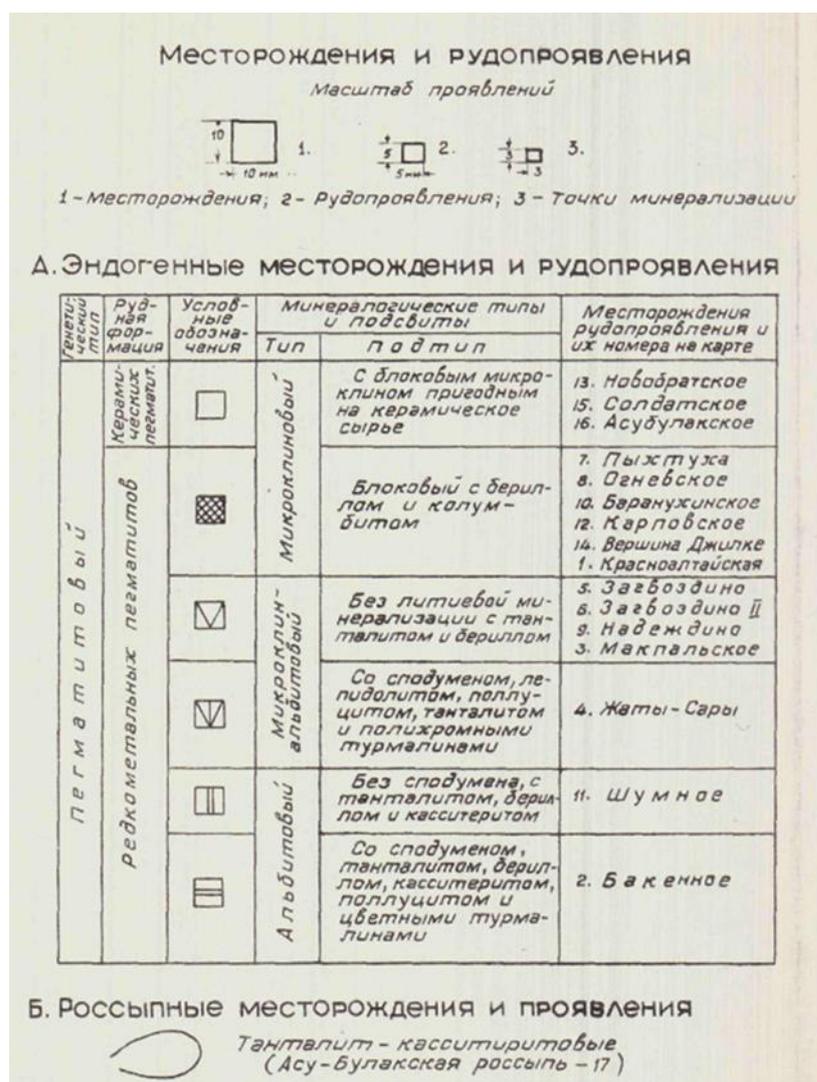
2. ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ.

2.1 Геологическая характеристика района.

Огнёвско-Бакенное пегматитовое поле распалагается на северном фланге Центрального блока Калба-Нарымской структурно-формационной зоны – составной части Алтайского геотектоногена (Щерба 1972,1983).

К настоящему времени накоплен большой фактический материал по геологическому строению, магматизму и металлогении Центральной Калбы, изложенный в многочисленных публикациях и отчетах. Приведенные ниже сведения о геологическом строении района базируются в основном на результатах государственных геологических съемок масштаба 1:50000 последних лет. (Лопатников В.В., 1977, Кашапов Т.К., 1976, Тарасенко В.И., 1963).

В геологическом строении района принимают участие осадочно-метаморфические отложения верхнего девона-нижнего карбона, прорванные интрузиями кислого, реже основного состава.



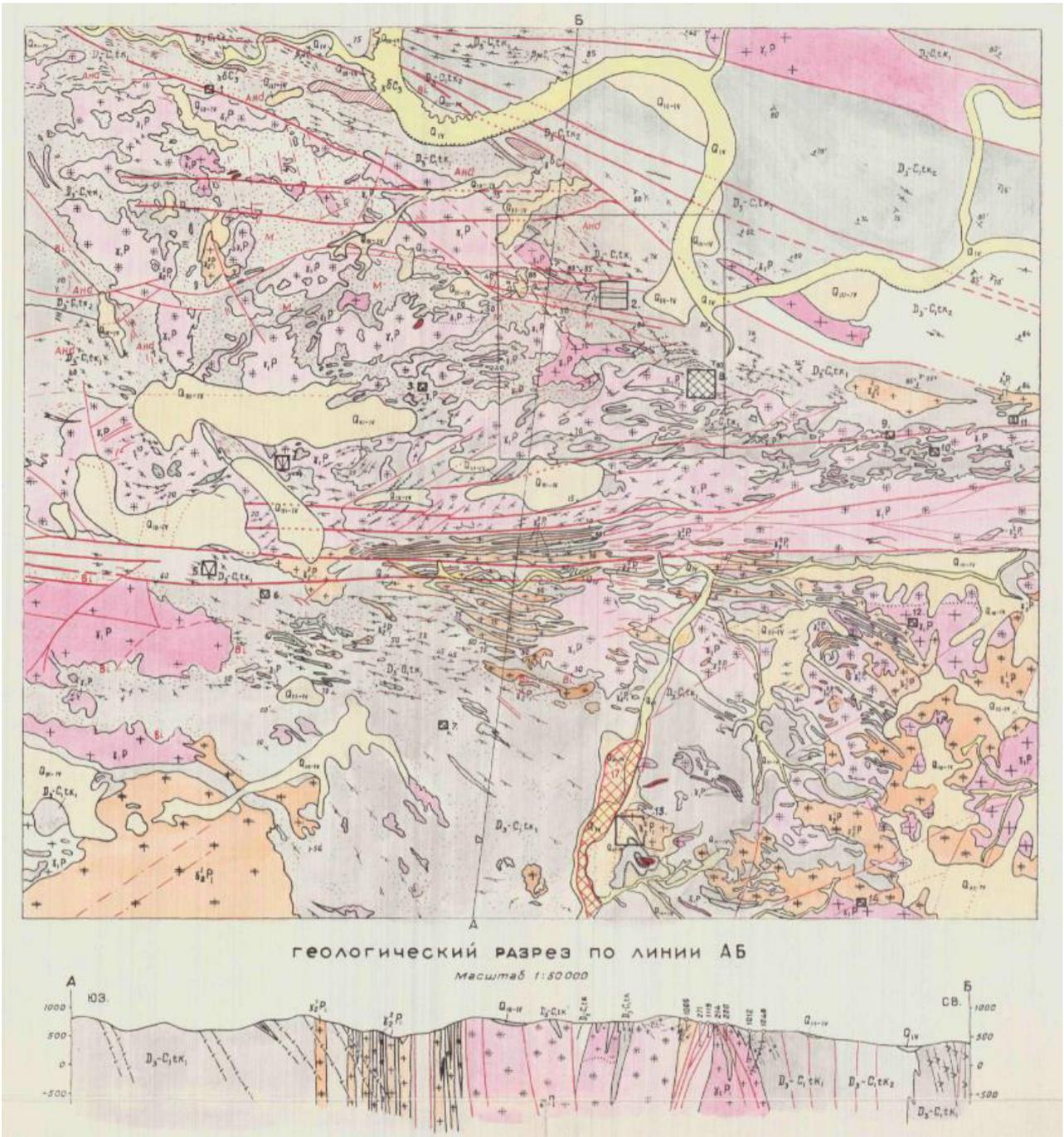


Рис.2.1

Геологическая карта района.

2.1.1 Стратиграфия

В пределах рудного поля и ближайших его окрестностей выделяются следующие стратиграфические подразделения:

а. верхнечетвертичные – современные аллювиальные и делювиально-пролювиальные отложения. (Q³⁻⁴);

б. современные аллювиальные и делювиально-пролювиальные отложения (Q⁴);

в. такырская свита (ДЗ-С1-т к).

Отложения такырской свиты пользуются значительным распространением. Свита сложена алевролитами, песчаниками и углисто-глинистыми сланцами, образующими прослой мощностью от миллиметров до первых метров, невыдержанные по падению и простиранию. Для пород повсеместно характерен темно-серый цвет, тонко и микрослоистые текстуры и структуры, и однообразный литологический состав.

Однообразие литологического состава. Отсутствие маркирующих горизонтов, изоклиальная складчатость, широко развитый кливаж, обилие интрузивных пород и тектонических нарушений затрудняют изучение внутреннего строения свиты. Полная мощность свиты составляет 1300-1800 м. по количественному соотношению песчаников и алевролитов свита разделена на 2 подсвиты: нижнюю существенно алевролитовую и верхнюю песчано-алевролитовую.

В пределах рудного поля распространены существенно алевролитовые образования нижней подсвиты, слагающие крупную антиклинальную складку с осью северо-восточного простирания. Углы падения пород 70-80° в северо-восточном и юго-западном направлении. Подсвита характеризуется тонкоритмичным переслаиванием алевролитов и мелкозернистых песчаников мощностью 0,1 см-1 см с преобладанием первых. Породы нижней подсвиты сильно ороговикованы и рассланцованы. На контакте с интрузиями превращены в биотитовые и биотит-андалузитовые роговики.

Песчано-алевролитовые породы верхней подсвиты слагают ядерные части Гусельничихинской и Леяевской синклиналей, распалоченных севернее и западнее рудного поля. По сравнению с нижней подсвитой для них характерно незначительное увеличение мощностей песчаных прослоев. Подсвита характеризуется неравномерным переслаиванием алевролитов с песчаниками и единичными прослоями мергелистых пород. Мощность песчаников увеличиваются до 5 м. По данным В.В. Лопатникова (1982 г.) породы свиты характеризуются высоким содержанием кремнезема (63-67%), избытком глинозема (16%). Содержания натрия (3,43%-3,65%) превосходят содержания калия (2,41%-2,79%), магний преобладает над кальцием, окисное железо (2,99-4,67%) преобладает над закисным (1,05-1,32%). Содержание титана 0,74-0,86 %, фосфора 0,14-0,17%.

Четвертичные отложения в пределах поля покрывают неравномерным чехлом 0,2 -10 м более древние породы.

Верхнечетвертичные – современные отложения (0 3-4) распространены в верховьях кл.Маралушка и Бакенный. Они представлены бурыми суглинками, песчанистыми глинами с примесью щебнистого материала и крупных глыб. Мощность отложений 1 -20 м.

Современные делювиальные, делювиально-пролювиальные и аллювиальные отложения встречаются повсеместно, покрывая мощным чехлом (0,1-5 м) склоны и долины логов.

2.1.2 Магматизм

Интрузивные породы в районе объединяются в 3 комплекса: нижнекаменноугольный (С₁), кунушский (С₃-Р) и калбинский (Р₁).

Нижнекаменноугольный комплекс представлен мелкими массивами и дайковыми телами основных пород, распаложеными в зоне Калбинского разлома в 1-2 км севернее рудного поля. Эти интрузивные тела являются частью Иртышского офиолитового пояса.

Мелкие тела и дайки кислого и умеренно кислого состава Гусельничихинского пояса, распаложеного к северу от рудного поля, относятся ко второй фазе кунушского комплекса. Они сложены гранодиоритами и гранит-порфирами натро-калиевого состава с переменным, но близким содержанием калия и натрия.

Гранитоиды калбинского комплекса в районе распространены наиболее широко, слагая Прииртышский интрузивный массив Калба-Нарымского гранитного плутона. Массив имеет незначительный эрозионный срез, состоит из многочисленных, небольших по размерам, разрозненных выходов контаминированных гранитов неправильной формы, между которыми обнажаются участки кровли, превращение в мигматиты. Гранитные тела имеют крутые углы падения 70-85°. Простираение контактов северо-западное, с изменением в пределах субширотных зон на широтное. Ниже приведена схема формирования калбинского гранитного комплекса по В.В. Лопатникову, 1982 г.

1 фаза – граниты, гранодиориты, адамеллиты (главная субфаза), мелкозернистые биотитовые граниты (дополнительные интрузивы), жильные граниты, аплиты, аплит-пегматиты;

2 фаза – мелко-среднезернистые биотитовые, двуслюдяные и мусковитовые граниты и адамеллиты, жильные аплиты и аплитовые граниты;

3 фаза – лейкократовые пегматоидные граниты, альбитизированные гранит-пегматиты, редкометальные и простые пегматиты, кварц-полевошпатовые и кварцевые жилы;

4 фаза – крупнозернистые биотитовые и лейкократовые граниты (главная субфаза), жильные граниты, аплиты, кварцевые жилы. Время формирования калбинского интрузивного комплекса строго не определено. Величины абсолютного возраста гранитов (по биотиту) дают статистический максимум в интервале 270-290 млн.лет, что отвечает перми. (Б.А. Дьячков, 1972, В.В.

Лопатников, 1982). Граниты комплекса рвут отложения С₃ и магматические породы кунушского комплекса.

Жильные образования калбинского комплекса распространены неравномерно, образуют линейные зоны значительной протяженности. Строение жильных зон контролируется в порядке соподчиненности

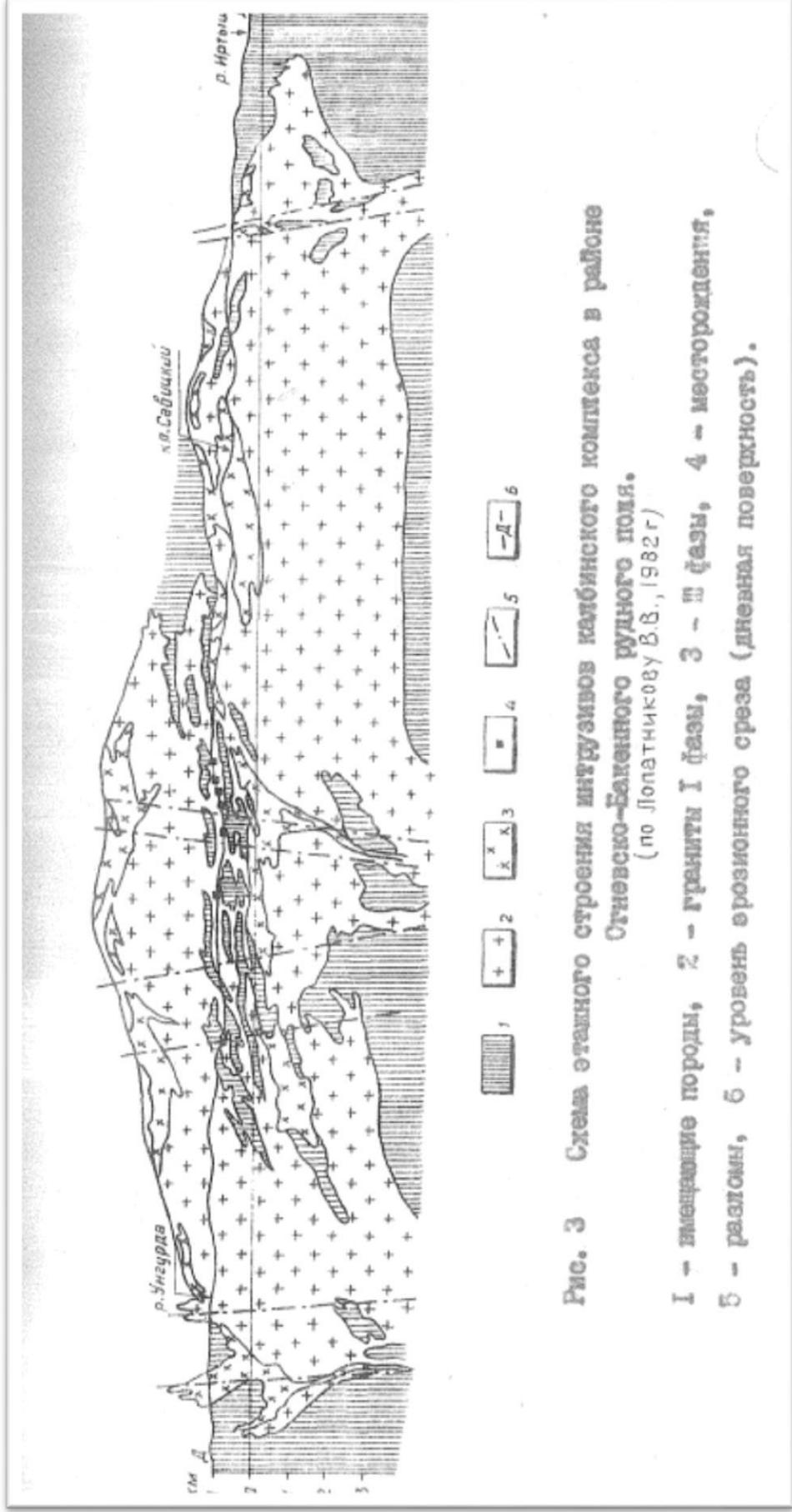


Рис. 3 Схема этажного строения интрузивов калининского комплекса в районе Стневско-Бакенного рудного поля.
(по Лопатникову В.В., 1982 г)

1 - вмещающие породы, 2 - граниты I фазы, 3 - II фазы, 4 - месторождения, 5 - разломы, 6 - уровень эрозионного среза (дневная поверхность).

разрывной тектоникой, внутренней структурной гранитных массивов и вмещающих пород, особенностями первичной поверхности интрузивов, проявлениями прототектонической и наложенной трещиноватости.

В строении жильных зон принимают участие породы разных магматических комплексов, причем 90 % массы жильных образований принадлежит 3 фазе калбинского комплекса. Пегматиты образуют максимальные концентрации в гранитоидах 1 фазы. Зональность пегматитовых полей отчетливо проявлены в поперечном направлении и слабо в продольном.

Геолого-геофизические и структурные исследования показали, что во многих частях плутон несплошное тело, а состоит из совокупности сравнительно тонких пологозалегающих линз или пластовых тел. Последние разграничены перегородками вмещающих осадочных пород и характеризуются многоэтажным расположением в разрезе. Расщепления гранитов на совокупность более мелких тел в одних случаях грубое, в других сравнительно тонкое. Грубое расслаивание характерно для участков соприкосновения массивов, когда сохраняются многочисленные перемычки песчанико-сланцевых пород. Они разграничивают крупные тела гранитов плитообразной формы, отличаются сложным микрорельефом и вырисовывают в пространстве довольно пологую поверхность, испытавшую коробление при внедрении гранитов. Наиболее сложное и «тонкое» расслаивание отмечается во внутренних частях крупных тектонических зон, осложненных серией поперечных и кососекущих нарушений, эффект подвижек по которым в момент внедрения гранитов выразился в образовании среди вмещающих пород многочисленных полостей отслаивания, используемых внедрившимися расплавами. Участки этажного строения – области активного взаимодействия магм с породами рамы, где формируются лейкократовые расплавы, эволюция которых в благоприятных условиях завершается образованием рудных пегматитов или гидротермалитов. Наряду с этим при этажном, многоярусном расположении гранитных залежей образуется система экранирующих поверхностей, что в совокупности с различной компетентностью пород (сланцы, граниты) придает таким участкам роль крупных структурных ловушек, в которых локализуется значительная часть жильных и рудных образований. Именно здесь формируются наиболее крупные рудные поля, в том числе описываемое нами Огнёвско-Бакенное пегматитовое поле.

2.1.3 Тектоника

В структурно-тектоническом отношении район отличается исключительной сложностью своего строения. Здесь проявилась интенсивная складчатость с широким развитием тектоники.

Осадочные породы такырской свиты образуют крупную антиклинальную складку северо-западного простирания с осевой линией, проходящей через рудное поле и выходящей далеко за его пределы на северо-запад и юго-восток. С северо-востока к ней примыкает Гуселничихинская, с юго-запада Лелявская синклинали, ядерные части которых выполнены отложениями верхней подсвиты такырской свиты.

Крылья пликативных сооружений осложнены микроскладчатостью и многочисленными разломами различных направлений и порядков. К разрывным нарушениям первого порядка относятся Калба-Нарымский, Западно-Калбинский глубинные разломы, являющиеся границами структурно-формационной зоны. К разрывным нарушениям второго порядка относятся субширотные и северо-восточные разломы: Лениногорско-Семипалатинский, Гремячинско-Киинский, Миролубовский, Кемиркаинский. Названными разломами рудный пояс разбит на три крупных блока: Северо-Западный, Центрально-Калбинский и Юго-Восточный (Нарым). Блоки отличаются между собой особенностями проявления разрывной тектоники, набором магматических образований, характером постмагматических процессов масштабами развития дайково-жильных образований, особенностями эндогенной минерализации, степенью метаморфизма вмещающих интрузий песчано-сланцевых толщ.

Расположение района на стыке Калба-Нарымского и Гремячинско-Киинского региональных разломов обусловило сложную тектоническую решетку. Здесь развиты многочисленные тектонические нарушения субширотного и северо-западного направлений. Детальная характеристика этих нарушений приведена ниже при характеристике геологического строения рудного поля. Разрывные нарушения имеют длительную историю формирования. Морфологические Гремячинско-Киинский разлом 2 порядка, представлен серией сближенных и сопряженных тектонических нарушений мощностью 10-100 м в полосе шириною 0,8-1,4 км. В пределах его осадочные и интрузивные породы подверглись интенсивному катаклазу. В районе развиты тектонические нарушения северо-западного и субширотного направлений 3 и 4 порядков. Морфологически они представлены серией сближенных зон дробления и интенсивной трещиноватости мощностью 10-15 км.

2.1.4 Полезные ископаемые

В пределах описываемого района известно 17 коренных и рассыпных проявлений, и месторождений полезных ископаемых.

Эндогенное оруденение представлено в основном пегматитовым редкометальным типом. Пегматиты образуют протяженные жильные зоны и

пегматитовые поля. В начале 50-х годов выделены Садовским Ю.А. и Филипповым В.А. три линейно-вытянутые пегматитоносные зоны:

- северо-восточная;
- центральная;
- юго-западная (Карагоин-Сарыозекская).

Жильные образования в зонах распределены неравномерно, составляя от 3 до 15 % всего объема пород. Для зон свойственна зональность предпочтительного распространения дайково-жильных пород снизу вверх: двуслюдяные и лейкократовые граниты, простые безрудные пегматиты, аплит-пегматиты, микроклиновые и микроклин-альбитовые пегматиты, альбитовые пегматиты, альбит сподуменовые пегматиты – кварцевые жилы. Юго-западная пегматитоносная зона расположена южнее описываемого района, детально охарактеризована многочисленными исследованиями (Садовский Ю.А., 1965 г. И др.).

В пределах описываемого района расположены Северо-Восточная зона и северо-западная часть Центральной пегматитовой зоны. Положение последней контролируется поясом повышенной трещиноватости, согласным с депрессией кровли в гранитах. В её составе выделяются Новобратское пегматитовое поле, приуроченное к клину осадочно-метаморфических пород такырской свиты. Оно расположено в южной части прилагаемой карты. В пределах его известны Новобратское месторождение, практически отработанное Белогорским ГОКом, и ряд более мелких: Солдатское, Асубулакское и Вершина Джилке. Поле имеет вытянутую в северо-западном направлении форму, наибольшим распространением в пределах его пользуются олигоклаз-микроклиновые пегматиты, реже аплиты, аплит-пегматиты, аплитовые граниты, блоковые пегматиты колумбит-бериллового типа.

Здесь же расположена Асубулакская танталит-касситеритовая россыпь.

Северо-Восточная зона узкой полосой (0,5-5 км) охватывает северо-восточный эндо-экзоконтат Прииртышского гранитного массива, протягиваясь на расстояние 45-50 км. С юга-запада она ограничивается Гремячинско-Киинской зоной разрыва глубокого заложения, с севера и северо-востока зоной «барьерных» дайковых тел гранитного состава. Площадь пояса сложена, в основном, калбинским преимущественно контаминированными гранитоидами и осадочно-метаморфическими породами такырской свиты.

В пределах зоны широко распространены дайковые образования калбинского комплекса – мелкозернистые двуслюдяные и аплитовидные граниты, аплиты, аплит-пегматиты, локализующиеся в участках максимальной тектонической проработки, в оперяющих швах Гремячинско-Киинского разрыва. В пределах зоны выделены четыре пегматитовых поля: Жатысаринское, Огнёвско-Бакенное, Баранухинское и Гремячинское. Последнее из них расположено за восточной рамкой прилагаемой

геологической карты масштаба 1:50000. Баранухинское поле располагается на продолжении Огнёвско-Бакенного и условно отдельно долиной р.Таинты. Огнёвско-Бакенное пегматитовое поле расположено в северо-восточной зоне трещиноватости. В его пределах известны эксплуатируемое Бакенное и Огнёвское месторождения. Поле вытянуто в северо-западном направлении на 3-4 км при ширине 1 км. Оно сложено интенсивно ороговикованным алевролитами и песчаниками такырской свиты, приуроченными к глубокому субширотному заливу в кровле Прииртышского массива калбинских гранитов. Контакт массива неровный и от него отходят многочисленные апофизы.

Слагающие поле пегматиты ориентированы вкост его вытянутости и пересекают апофизы и дайки гранитов и аплитов. Простираение пегматитов в южной части широтное с пологими углами падения в северном направлении. В северном направлении простираение их плавно меняется на меридиональное с падением 20-30° в западных румбах. Пегматитовые жилы различного минералогического состава, прослежены по простираению и падению до 0,6-1,2 км. Из шести пегматитовых свит рудного поля четыре крайние северо-западные (1,2,3,4) составляют Бакенное месторождение, а две (юго-восточные 4-5) относятся к Огнёвскому месторождению. Месторождения в структурном отношении представляют одно целое и разделяются по специфике оруденения.

Жатысаринское пегматитовое поле расположено западнее Огнёвско-Бакенного, являясь его продолжением. Поле вытянуто в широтном направлении от длины р.Таинты до западной рамки прилагаемой карты на расстоянии 10 км. В пределах его известны рудопроявления Жатысаринское и Макпальское. Наибольшим распространением в пределах поля пользуются аплиты, аплит-пегматиты и пегматиты олигоклаз-микроклинового состава. Реже встречаются микроклин-альбитовые пегматиты.

Баранухинское пегматитовое поле находится на восточном продолжении Огнёвско-Бакенного и ограничено с востока серией сближенных даек и жил мелкозернистых двуслюдяных и лейкократовых гранитов и аплит-пегматитов. После прослеживается в широтном направлении на расстояние 5 км при ширине 1-1,5 км. Оно характеризуется неупорядоченным строением. Жилы не группируются в свиты и имеют в большинстве своем олигоклаз-микроклиновый состав и низкие содержания полезных компонентов. В пределах поля известны рудопроявления Надеждино, Баранухинское, Шумное, представленные единичными жилами микроклин-альбитового и альбитового состава. В настоящее время все рудопроявления не имеют промышленного значения.

2.2 Геологическое строение Бакенного месторождения

Положение месторождения близ места сочленения региональных тектонических нарушений северо-западного и широтного простирания, и крупного Прииртышского гранитного массива предопределило его сложное геологическое строение. В геологическом строении месторождения принимают участие интенсивно орговикованные алевролиты и песчаники такырской свиты, среднезернистые биотитовые граниты калбинского комплекса. Эти породы прорваны многочисленными дайковыми телами мелкозернистых двуслюдяных гранитов, аплитов, аплит-пегматитов.

2.2.1 Литология и стратиграфия

Наибольшим распространением в центральной части месторождения пользуются осадочно-метаморфические породы такырской свиты (ДЗ-С1 к). Многочисленные ксенолиты пород названной свиты прослеживаются в северном и южном направлениях.

Такырская свита представляет собой довольно однообразный флишоидный комплекс первично терригенных пород песчано-глинистого ряда с небольшой примесью мергелистого вещества. В пределах месторождения представлена нижняя подсвита такырской свиты в виде тонкоритмичного переслаивания алевролитов и песчаников от см. до 1 м. Литологические маркирующие горизонты в пределах свиты отсутствуют, поэтому внутренняя структура не расшифрована. Осадочные породы интенсивно метаморфизованы и превращены в кварц-полевошпат-слюдистые, кварц-слюдистые, кварц-турмалиновые сланцы, андалузитовые роговики, мигматиты.

Текстура тонкослоистая сланцеватая, структура микрогранолепидобластовая с элементами порфиробластовой и мозаичной. Размер зерен минералов колеблется в пределах 0,06-0,3 мм. Для пород характерно почти постоянное количество кварца в виде мелких изометрических зерен. Кроме него присутствуют полевой шпат, биотит, мусковит, турмалин. Слюды и ассоциирующий с ними графит распаложены вдоль сланцеватости в виде струй и линзовидных включений.

2.2.2 Магматизм

В пределах месторождения наибольшей распространенностью пользуются интрузивные породы гранитоидного ряда объединяемые в Калбинский интрузивный комплекс (Р1). Обычно они представлены массивными среднезернистыми иногда порфировидными, контаминированными гранитами светло-серого цвета с гипидиоморфиозернистой, иногда неравномернозернистой структурой. Размеры зерен 0,05-3,5 см (среднее 1-2 см). Средний минералогический состав по результатам подсчетов в шлифах: кварц- 25%, плагиоклаз (олигоклаз и олигоклаз-альбит) – 25-40 %, калиевый полевой шпат (микроклин) – 25-45 %, биотит 5-10 %, в небольшом количестве присутствует мусковит (3-5 %) и акцессорные минералы – апатит, циркон,

рутил. Из вторичных минералов встречаются хлорит, эпидот, карбонат, лейкоксен, андалузит, силлиманит, гранат. Контакты интрузии с вмещающими породами имеют сложную морфологию, обусловленную наличием множества апофиз и тонких инъекций по сланцеватости в осадочные породы.

Породы 2 и 3 фаз слагают многочисленные дайки и жилы, представлены двуслюдяными, биотитовыми, лейкократовыми средне- и мелкозернистыми гранитами, аплитами, аплит-пегматитами, а также пегматитами различных минералогических типов. Биотитовые и двуслюдяные граниты слагают единичные дайки в центральной части месторождения. В отличие от гранитов первой фазы в двуслюдяных гранитах плагиоклаз преобладает над калиевым полевым шпатом и представлен он более кислыми разностями (альбит-олигоклаз №№ 10-16). Аплиты и аплит-пегматиты пользуются незначительным распространением. Они слагают дайки мощностью 1-2 м и длиной 50-100 м. Между собой эти разновидности обычно связаны переходами. Породы имеют смешанные структуры и текстуры, из них наиболее распространенными являются аплитовая, графическая, пегматоидная, массивная. Средний состав: калишпат – 30-45 %, кварц – 30-35 %, плагиоклаз – 20 %, мусковит – 3-5 %, редко биотит, апатит, циркон, гематит, турмалин, гранат.

Пегматиты месторождения, как уже отмечалось выше сгруппированы в «свиты». Пегматитовые свиты ориентированы поперек вытянутости месторождения. Простираие свит 3, 4, 5 в южном блоке широтное к северу 1, 2, 4 свиты постепенно имеют простираие до меридионального. В пределах свит жилы имеют простираие в целом согласно с простираием свит и падение под углом 15-35°. По количественному соотношению минералов выявляют микроклиновые, микроклин-альбитовые, альбитовые со сподуменом и без него пегматиты.

2.2.3 Метаморфизм

В истории геологического развития месторождения выделяются два этапа метаморфизма. Ранний этап отвечает условиям зеленосланцевой фации регионального метаморфизма и поздний этап – контактовому метаморфизму, обусловленному внедрением гранитоидов калбинского комплекса. Зеленосланцевая фация определяется появлением парагенезисов с биотитом, кварцем, серицитом, полевыми шпатами, андалузитом и гранатов. Андалузит и гранат в локальных зонах, контролируемых тектоническими нарушениями доинтрузивного заложения. Особенностью контактового метаморфизма в данном районе является порфиробластический характер структур метаморфических пород. Рост порфиробластов происходил, вероятно, в относительно спокойной тектонической обстановке после проявления кливажа, о чем свидетельствуют порфиробласты андалузита и мусковита, выросшие поперек сланцеватости и сохранившиеся в них реликты минералов

основной массы и углистого вещества, ориентированных согласно со сланцеватостью. От контакта гранитов в северо-восточном направлении выделяются зоны силлиманита, силлиманита-андалузита, фибролита, андалузита, граната. Границы выделенных зон смещены Главной тектонической зоной. Зона силлиманита представлена роговиками силлиманит-слюдистого и кварц-биотит-полевошпатового составов. Макроскопически силлиманит определяется по призматическим кристаллам размером 1x0,5 см белого цвета.

Зона осуществления силлиманита и андалузита характерна для центральной части месторождения. Наблюдается как непосредственное замещение одного минерала другим, так и их нахождение без явных признаков замещения. Андалузит интенсивно корродируется мусковитом вплоть до полных псевдоморфоз. Зона андалузита, сменяя предыдущую, характеризуется появлением тонкопризматических дезориентированных кристаллов андалузита розового цвета, не замещенных мусковитом. В этой зоне появляется магниевый кордиерит, который наблюдается в виде неправильных зерен величиной 0,1-0,15 мм в поперечнике.

Зона филлитовидных сланцев завершает метаморфическую зональность. Степень раскристаллизации пород неравномерно: от пород с сохранившимися обломочными структурами до кристаллических сланцев. Контактный метаморфизм обусловил появление узловатых и пятнистых сланцев с порфиробластами андалузита, граната, кордиерита. Метаморфическая сопровождается мигматизацией пород. В целом мигматизация имеет порфиробластический и прожилковый характер. Мощность всех зон колеблется от 50 до 200 м. Температурный интервал метаморфической зональности, определенный с помощью биотит-гранатового геотермометра составляет - 400 - 700°C, давление в пределах 2-8 кбар. (Тупицын и др. 1984г)

2.2.4 Элементы структуры и тектоники месторождения

Осадочно-метаморфические породы месторождения смяты в линейно-вытянутые складки, оси которых направлены на северо-запад. Крылья складок осложнены складчатостью высших порядков и гофрировкой. Оси складок испытывают ундуляцию, обусловившую появление в общей структуре поперечных перегибов. В результате детального изучения пликативных структур Е.Г. Комаровым (1965г) сделан вывод:

- складчатые структуры не оказывают никакого контролирующего влияния на появление и локализацию редкометальных пегматитов;
- морфология складок определила в ряде случаев ориентировку и залегание дайковых пород в рудном поле и в нечтожной степени сказалась на ориентировке пегматитовых жил;

Пегматитовые тела четко пересекают складчатость всех порядков, проявляя, таким образом наложенный характер пегматитовмещающих полостей по отношению к первичной трещинной решетке.

В пределах месторождения получили развитие тектонические разрывы субширотного, северо-западного, меридионального и северо-восточного простирания, функционировавшие на протяжении всей истории его формирования. Они образуют сложную тектоническую решетку, влиявшую на размещение пегматитов. Возраст заложения нарушений дорудный, но они неоднократно подновлялись во время рудоотложения и после.

В центральной части месторождения прослеживается крупная тектоническая зона субширотного простирания, являющаяся одной из ветвей Гремяченско-Киинского регионального разлома 2 порядка. Она состоит из двух обособленных ветвей: северной и южной, шириною 70-100 м каждая. Ограниченный ими блок шириною 100-150 м опущен относительно соседних. В его пределах тектонические нарушения относительно редки. В пределах каждой ветви наиболее крупным является южный разлом.

Северная ветвь прослежена в широтном направлении из долины р.Маралуша в долину кл.Бакенный (штольня «Капитальная») горными выработками и скважинами на расстояние более 1,5 км при ширине 60-100 м. В ее пределах выделяется 5 крупных тектонических нарушений, сочленяющихся между собою. В северной части они круто падают в северном направлении, в южном – наоборот. По основным нарушениям этой группы смещения жил достигают 10 и более метров.

Северная ветвь пересекает жилы 1 свиты и ограничивает распространение жил 2 свиты к северо-востоку.

Южная ветвь прослежена в широтном направлении около 1,5 км. На западе она выходит за пределы представляемой карты, а на восток при ширине 50-70 м в долину р.Иртыш. Простирание её 280° , падение ЮЗ $75-80^\circ$. В пределах её выделяется 4-5 крупных локальных тектонических нарушений, относящихся одно от другого на 10-20 м. Морфологически они представлены интенсивно дробленными и рассланцованными породами. В пределах них дроблению подвергаются и пегматитовые жилы. Перемещение по ним в отдельных случаях достигает 10 и более метров. По одному из таких нарушений (называемому Основным) разделяются жилы Сподуменовая 4 и Березовая.

Все указанные нарушения делят месторождения на 3 крупных блока: северный, центральный и южный. В пределах последних выделяются и ряд более мелких треугольных блоков. В пределах перечисленных трех блоков в трещины отрыва внедрились пегматитовые жилы, характеризующиеся своими особенностями и отличиями. В районе жилы Чудской 2 от зоны ответвляется разлом СЗ простирания, уходящий в район жилы Т-2. По нему произошли перемещения до 3,5-10 м по жилам Раздельная, Отрадная. Южнее этого нарушения тектоническая решетка отличается от северной части. Преобладающая масса тектонических нарушений имеет северо-восточное простирание ($45-75^\circ$), падение ЮВ $60-75^\circ$, реже $60-80^\circ$. Перемещение по большей части из них 0,2-4 м по горизонтали и вертикали. Тектонические швы выполнены глиной трения, мощностью 10-20 см. Зона рассланцевания на левобережье р.Маралушка имеет ширину 15-20 м и крутое падение ($60-70^\circ$) в северном направлении. Морфологически она представлена серией зон

рассланцевания мощностью 1-2 м. В пределах неё пегматитовые жилы меняют мощности и интенсивно ветвятся. В центральной части месторождения прослеживается крупная субширотная зона тектонических нарушений (зона трещиноватости), являющаяся одной из ветвей Гремяченско-Киинского разлома 2 порядка.

2.2.5 Морфология, условия залегания и размеры рудных тел

Редкометалльные пегматитовые свиты Бакенного месторождения удалены друг от друга на 750-800 м по вертикали, расстояние между жилами в свите 40-70 м, смежные морфологические элементы в стволовых жилах-кулисы, ветви могут состоять друг от друга не более чем на 15-20 м.

Морфологическое строение пегматитовых жил усложняется от лежащего бока поля к висячему, при этом в упорядоченных свитах наиболее сложной и крупной является стволовая жила, остальные жилы имеют, как правило, меньшие размеры и плитообразную форму.

В проекцию на горизонтальную плоскость пегматитовые жилы имеют форму неправильного овала, ориентированного длинной осью в северо-западном (1 и 2 свиты) или субширотной (3 свиты) направления. Простираение жил 1 свиты – субмеридиональное, 2 свиты – северо-восточное, 3 – субширотное. Сохранившаяся от эрозии часть стволовых жил 1 свиты прослежена на 500 м, до горизонта 300 м, 2 свиты на 600 м, до горизонта 300 м, 3 свиты на 400 м, до горизонта 250 м. По склонению до полной выклинки жилы не оконтурены.

В стволовых жилах 1 и 2 свит по их морфологическим особенностям выделяются: килевая, центральная, фронтальная и фланговые зоны. Каждая из них характеризуется своими особенностями морфологического строения (книга 3), но для всех их характерно широкое развитие кулисообразных морфологических элементов. Особенно сложное кулисообразное строение характерно для верхних частей центральной, фронтальных и фланговых зон, которое было окончательно расшифровано лишь в результате геометризации материалов эксплуатационных работ БГОКа. В килевых и нижних частях центральной зон (ниже горизонта 500 м) развитие кулис в стволовых жилах резко сокращается, и они приобретают плитообразную форму. Стволовая жила 1 свиты на эрозионном срезе представлена жилами Сподуменовая 1, 2, 3 (фронтальные кулисы), Маралушка, Микроклиновья, Верхняя (фланговые кулисы).

Стволовая жила 2 свиты выходит на эрозионный срез своей срединной зоной (жила Сподуменовая 4) с фланговыми кулисами жилы 83, 21, 30 и Березовая.

Послепегматитовая тектоническая нарушенность пегматитовых жил наиболее интенсивна в их центральных зонах и менее проявлена в килевых и фланговых. Преобладающее направление разломов-субширотное, реже северо-западное, падение плоскости сместителя, как правило, в северных румбах под углом от 80 до 10°, преобладают умеренные углы – 45-60°.

Амплитуды перемещений по разломам небольшие 0,5-2 м, реже 5-10 м. Отмечаются разноамплитудные перемещения по одному разлому висячего и лежащего боков жил, что приводит к резким перепадам мощности жил вдоль таких нарушений.

Однозначность увязки пегматитовых жил доказывается фактическим материалом эксплуатационных и разведочных работ, взаимной увязкой продольных и поперечных разрезов, планов-проекций и сомнений не вызывает.

2.2.6 Генезис месторождения

Система пегматитовых тел Бакенного месторождения сформирована расплавом, внедрившимся по тектонически подготовленным полостям от источника в верхние горизонты. Образование минералов происходило путем раскристаллизации раствора-расплава и метасоматического замещения минеральных парагенезисов ранней стадии более поздними. Взаимодействие выделившихся фаз друг от друга обусловило возникновением разнообразных минеральных парагенезисов. Формирование пегматитов происходило в условиях относительно закрытой системы. Обширный фактический материал показывает:

1. Наличие тонкозернистых окаймляющих зон.
2. Большое расхождение между составом многих зон с другими внутренними сегрегациями пегматитов (особенно с кварцевыми ядрами).
3. Заметная асимметрия зональной структуры пегматитов с тенденцией к расположению (по составу) отвечающему гравитационному полю.
4. Почти одновременное образование пегматитов и аплитов.
5. Широко распространенное замещение минералов.
6. Наличие в одном и том же теле пережимов при формировании зональности в пегматитах.
7. Наличие сильной коррозии и замещение кварца, полевого шпата и других минералов при одновременной кристаллизации их в других участках пегматитовых тел.
8. Закономерное изменение содержаний редких элементов и сортности в направлении от флангов к центру жил.
9. Слабое развитие околожилно измененных пород вокруг пегматитов.
10. Геологическое (пересечение жил) и термобарометрические данные показывают, что образование микроклинового и альбитового субстрактов свит совершалось последовательно при различных РТ условиях.

2.3 Вещественный состав руд.

Руды Бакенного месторождения представлены массивными неравномерно зернистыми средне-крупнокристаллическими пегматитами. На типы и сорта не делятся и полностью подлежит добыче. Руда на 98-92 % сложена полевыми

шпатами (альбит, микроклин), кварцем и слюдами (преимущественно мусковит), которые извлекаются как попутные компоненты. Наиболее постоянным в руде является содержание кварца, количество которого в среднем составляет 25 %. Содержание других породообразующих минералов изменчивы. Основными рудными минералами являются колумбит-танталит, касситерит, берилл и сподумен.

Танталовое оруденение является ведущим для месторождения. Концентрация пятиокиси тантала в руде от 0,002 % до 0,15 %, при среднем значении 0,0111 %. Наиболее высокая концентрация пятиокиси тантала в северо-западной и центральной частях месторождения и несколько уменьшается в юго-восточном направлении. Основные минералы концентраторы тантала - колумбит, танталит и касситерит. Ничтожная часть пятиокиси тантала рассеяна в породообразующих минералах, т.е. практически является неизвлекаемой.

Танталит-колумбиты Основного и Юго-восточного участков содержат пятиокиси тантала 28,22-68,6 %, в среднем 48,5 %, пятиокиси ниобия 15,0-59,75 %, в среднем 29,5 %, двуокиси олова 0-4,91 %, в среднем 1,21 %, двуокиси титана не превышает 0,45 %, средние содержания окисей железа и марганца составляет 0,63 %, 5,36 % соответственно. Тантало-ниобиевое отношение колеблется от 4,6:1 до 1:1.

На Переходном участке средние содержания составляют: пятиокиси тантала 29,5 %, пятиокиси ниобия 48,5 %, двуокиси титана 2,0 %. Тантало-ниобиевое отношение находится в пределах от 1:1,13 до 1: 5,2.

Размеры зерен танталит-колумбит от 0,01 до 3-10 см и более. Основная масса минерала имеет размеры 0,01 – 2 мм и находится в сростках с альбитом, полное его раскрытие происходит при измельчении до 0,2 мм. Несмотря на непостоянный химический состав танталит- колумбитов, рентгено-структурный анализ показывает структурную идентичность всех разновидностей.

В процессе эксплуатации при детальном минералогическом изучении было установлено, что кроме танталит-колумбита в рудах присутствует микролит, ильменорутит (стриверит), воджинит, олово-танталит, стибьотанталит и др. Микролит и стриверит встречаются в кварц-клевеландитовом со сподуменом комплексе в виде неправильной формы скоплений размером от 2-3 мм до 1-1,5 см, с ассоциации с лепидолитом, амблигонитом, танталит-колумбитом. Оловотанталит и воджинит локализуются, как правило, в контактовых зонах различных комплексов с блоковым кварцем, образуя шестоватые кристаллы, собранные в радиальнолучистые агрегаты размером от 0,5 до 2-3 см.

Оловянное оруденение. Содержание олова в руде 0,005-0,5 %, среднее 0,067 %. Единственным собственным минералом олова является касситерит, образующий неправильной формы зерна размером 0,05-0,5 мм, реже до первых сантиметров. С касситеритом связано 90 % извлекаемого олова.

Остальная часть концентрируется в колумбит-танталите или рассеяна в породообразующих минералах.

Характер оловянного оруденения в рудных телах непрерывный, по несколько более равномерный, чем тантала. Наибольшее его развитие приурочено к комплексам сахаровидного альбита и кварцклевендитовому. В комплексах обогащенных танталом, олова, как правило меньше. Касситерит Основного участка содержит двуокиси олова от 69,13 до 93,37 %, пятиокиси тантала от 0,77 до 2,61 %, пятиокиси ниобия от 0,48 до 2,47 %, двуокиси титана 0,1-0,25 %, окиси марганца 0,13 %, окиси железа 0,6-2,8 %. На Переходном участке касситерит содержит олова 52,17-76,26 %, пятиокиси тантала 0,29-7,75 %, двуокиси титана 0,1-0,25 %.

Бериллиевое оруденение. Содержание окиси бериллия в рудах колеблется от 0,002 % до 0,5 %, среднее 0,068 %. Минимальные концентрации бериллия характерны для центральных частей жил. Единственным минералом бериллия является берилл. Содержания его достигают 2,2-3,4 кг/т. Наиболее распространены мелкокрапленные формы в виде короткопризматических кристаллов размером 0,5-2 см. С бериллом связано 90 % окиси бериллия. Насыщение рудных тел бериллом непрерывное, но весьма неравномерное. По химическому составу бериллы месторождения относятся к щелочным, среднее содержание окиси бериллия в них колеблется от 8,9 до 11,68 % и характерно повышенное содержание окиси цезия от 0,6 до 1,5 %. Цвет бериллов преимущественно белый, но встречаются и воробьевиты с повышенным содержанием лития.

Литиевое оруденение по месторождению распределено неравномерно. Содержание окиси лития отчетливо возрастают в сподумен-содержащих комплексах. Средние содержания окиси лития варьировать в широких пределах от 0,002 % до 2,5 %. Главный минерал - концентратор лития-сподумен. Иногда его количество возрастает до 20 % и более, и он приобретает значение породообразующего минерала. Практически весь сподумен развивается только в кварц-клевеландит-сподуменовом комплексе, последний развивается в «стволовых» жилах свит и в их центральных частях.

Гипергенным изменениям сподумен подвергается вблизи тектонических нарушений, где он превращается в глины, состоящие из гидрослюды, каолинита с резким преобладанием последнего. Сподумен неизменный плотный, голубовато-серый и серого цвета, содержит пятиокиси тантала 0,0011 %, пятиокиси ниобия 0,0005 %, окиси бериллия 0,0063 %, окиси олова 0,0603 %, окиси лития 6,4968 %, окиси рубидия 0,0056 %, окиси цезия 0,0033 %. С увеличением интенсивности замещения сподумена гидрослюдами и каолинитом снижаются содержания всех компонентов, за исключением окиси рубидия и цезия.

Цезиевое оруденение. Единственным цезиевым минералом на месторождении является поллуцит. Распределение его гнездовое,

неравномерное. Единственным местом находки его является жила Сподуменовая I в кварц-клевеландит-сподуменовом комплексе с лепидолитом и полихромными турмалинами. Поллуцит имеет «льдистый» и мелкозернистый облик. Цвет белый, полупрозрачный, бесцветный. Форма выделений - изометричные и слабо линзовидные скопления до 0,3 м. В целом поллуцит не имеет промышленного значения и может лишь попутно добываться при очистных работах ручной рудоразборкой. Рассеяние цезия составляет от 67 до 100 %, и большей частью он рассеян в слюдах и берилле.

Рубидий собственных минералов не образует и рассеян в слюдах и микроклине.

2.4 Инженерно-геологическая характеристика.

Исследования, проведенные институтом ВСЕГИНГЕО по договору с «Востказгеология», были направлены на оценку и прогноз инженерно-геологических условий месторождения «Бакенное», установление факторов, определяющих условия отработки месторождения подземным способом.

Породы месторождения характеризуются различной степенью трещиноватостью и раздробленностью. В целом трещиноватость пород невысокая.

В результате обработки данных инженерно-геологической документации керна породы месторождения по степени трещиноватости и раздробленности были разбиты на 4 группы по степени устойчивости. Каких либо закономерных изменений модулей трещиноватости и кусковатости с глубиной не наблюдается. Трещиноватость несколько увеличена на контактах пород различного петрографического состава и в зонах тектонических нарушений.

На основе результатов исследований было проведено инженерно-геологическое районирование месторождения от поверхности до 400-500 м с целью оценки степени устойчивости пород при отработке. На основе оценки и учета всех основных факторов, влияющих на устойчивость исследуемого массива, было выделено 4 типа инженерно-геологических участков по степени устойчивости пород: I – весьма устойчивые, II – устойчивые, III – среднеустойчивые и IV – неустойчивые.

В итоге проведенных инженерно-геологических исследований и с учетом опыта эксплуатации верхних горизонтов месторождения было установлено, что наиболее неблагоприятными для безопасного ведения горных работ являются зоны крупных тектонических нарушений, таких как Главное тектоническое нарушение, здесь породы подроблены, смяты, перетерты и при проходке горных выработок потребуется крепление. В целом же породы месторождения, представленные роговиками (сланцами) и гранитами будут устойчивы в горных выработках. Здесь возможны лишь отслоения и

обрушения по плоскостям отдельности. Так как месторождение расположено выше долины реки Иртыш, обводненность пород ожидается незначительной и не будет существенно сказываться на условия эксплуатации месторождения и, в частности, на устойчивость горных выработок.

На основе оценки и учета комплекса природных факторов, обуславливающих инженерно-геологические условия отработки месторождения, в соответствии с инструкцией, оно может быть отнесено к числу месторождений с простыми инженерно- геологическими условиями.

С целью повышения достоверности оценки инженерно-геологических условий месторождения Бакенное, необходимо проводить режимные наблюдения за состоянием горных выработок, что позволит внести своевременные коррективы, позволяющие предупредить возникновение неблагоприятных горно-геологических явлений при отработке разведанной части месторождения.

2.5 Запасы месторождения

2.5.1 Кондиции для подсчета запасов

В основу подсчета запасов положены промышленные кондиции, утвержденные ГКЗ СССР (протокол №1704к от 28.05.82 и от 25.01.84г, №02-4-ДСП).

Основные положения кондиций для балансовых руд сводятся к следующему:

- минимальное промышленное сордержание условной пятиокиси тантала 0,01 %;

- оконтуривание рудных тел по падению и простирацию производить по сечениям с содержанием условной пятиокиси тантала не ниже 0,008%;

- коэффициенты для переводв содержаний в условную пятиокись тантала составляет: олова – 0,064, окиси бериллия – 0,056;

- при переводе в условную пятиокись тантала не учитывать содержание ниже: пятиокиси тантала – 0,003%, олова – 0,007% , окиси бериллия – 0,02%;

- мощность рудных тел устанавливать в геологических границах, минимальная мощность рудных тел, включаемых в контур подсчета, 1,4 м, при меньшей мощности, но более высоком содержании пользоваться соответствующим метропроцентом;

- максимальная мощность прослоев стержневых кварцевых частей пегматитовых тел, включаемых в контур подсчета запасов – 2,0 м;

Запасы для промежуточных значений содержаний и расстояний могут быть найдены интерполяцией.

Для забалансовых руд:

- минимальное содержание условной пятиокиси тантала на оконтуривающие выработки 0,005%;

- условия оконтуривания рудного тела по мощности и остальные параметры кондиций аналогичны балансовым рудам;

- к забалансовым отнести также запасы блоков с содержанием условной пятиокси тантала ниже минимально промышленного, оконтуренные по требованию к балансовым запасам.

2.5.2 Запасы, утвержденные ГКЗ РК.

Государственная комиссия по запасам полезных ископаемых Республики Казахстан подтверждает, что запасы руды (пегматитовые жилы) месторождения Бакенное утвержденные ГКЗ СССР (протокол № 9697, 1985 г.) числятся на Государственном балансе по состоянию на 01.01.2021 в следующих количествах:

Полезное ископаемое	Единицы измерения	Балансовые запасы			Забалансовые запасы
		B	C ₁	C ₂	
руда	тыс.т	264	4930	2618,00	3315
олово	т	178	3400	1695,00	1096
сред. сод.	%	0,069			
руда	тыс.т	-	5194	2618	3315
оксид лития	т	-	6182	2758	2016
сред. сод.	%	0,119			
руда	тыс.т	264,0	4930,0	2618,0	3315,0
бериллий	т	123,0	3294,0	2101,0	1675,0
сред. сод.	%	0,066			
руда	тыс.т	264,0	4930,0	2618,0	3315,0
тантал	т	41,0	602,0	232,0	145,0
сред. сод.	г/т	123,80			
руда	тыс.т	-	-	7874	2446
ниобий	т	-	-	925	280
сред. сод.	г/т	117,48			
руда	тыс.т	-	2171,0	5703,0	2483,0
кварцит	тыс.т	-	544,0	1486,0	-
сред. сод.	%	-			
слюда	тыс.т	-	133,0	341,0	33,0
сред. сод. (мусковит)	%	6,03			
руда	тыс.т	-	2171,0	5703,0	2483,0
полевой шпат	тыс.т	-	1447,0	3754,0	698,0
сред. сод.	%	66,5			

3. ГИДРОГЕОЛОГИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ.

3.1 Характеристика гидрогеологических условий месторождения.

Месторождение Бакенное разрабатывалось подземным способом на отметках от 620 до 440 м. Общая площадь вскрытая горными выработками в плане составляет около 1,26 км².

В обводнении месторождения принимают участие трещинные и трещинно-жильные воды верхнедевонских – нижнекаменноугольных отложений такырской свиты и нижнепермских кислых интрузий.

Трещинные воды широко распространены и приурочены к экзогенной зоне трещиноватости пород до глубины 80 м. Питание осуществляется за счет инфильтрации атмосферных осадков. Разгрузка в естественных условиях происходит дренированием в реки и перетоком в зоны тектонических нарушений, а в пределах месторождения, кроме того, оттоком через скважины и горные выработки.

Трещинно-жильные воды приурочены к зонам тектонических нарушений и контактам разновозрастных пород. Разгрузка на поверхности земли происходит в виде родников, которые образуются при пересечении тектоническими зонами ложбин и эрозионных врезов. Дебиты таких родников составляют 0,3 – 0,8 л/с. Подземная разгрузка происходит в реки и подземные горные выработки. Трещинные и трещинно-жильные воды пресные, гидрокарбонатные и гидрокарбонатно – сульфатные, кальциво-натриевые с сухим остатком 0,2-0,8 г/л.

Вода поступает в горные выработки из пересекаемых ими зон тектонических нарушений в виде капеза, мелких рассредоточенных струй со стенок и кровли, источников в почве выработок, а также разведочных скважин в виде струйного истечения. В период вскрытия зон тектонических нарушений горными выработками водопритоки достигают 0,5 – 0,6 л/с и по мере отработки естественных запасов уменьшаются до 0,3 – 0,01 л/с.

По мере перехода горных работ на нижние горизонты верхние становятся менее обводненными и основная часть водопритоков происходит на нижних горизонтах.

Водоотлив рудничных вод производился через штольню Капитальную (горизонт 500 м) и штольню Вспомогательную (горизонт 440 м) самотеком. Через горизонт 500 м выводятся рудничные воды с вышележащих горизонтов и, частично, с горизонта 500 м. Через горизонт 440 м выводятся рудничные воды с горизонта 440 м и, частично, с горизонта 500 м.

По единичным замерам в разные годы расход рудничных вод не превышал 14 – 20 л/с без существенного изменения за все годы разработки. Причем основную часть расхода составляет техническая вода, подаваемая в горные

выработки по водопроводу из резервуара для технической воды всего рудника. Учет расхода технической воды, поступающей в горные выработки не производится. По замерам 19.06. 1984 года общий расход рудничных вод составил 15,4 л/с (11,1 л/с через горизонт 440 м и 4,3 л/с через горизонт 500 м). С учетом факторов обводнения при проведении гидрогеологических наблюдений в подземных горных выработках, водоприток непосредственно подземных вод на месторождении составлял не более 15 – 20 % от общего расхода сбрасываемой горных выработок воды, что составляет 2,3-3,1 л/с (8,3-11,2 м³/ч).

Рудничные воды пресные, гидрокарбонатные и гидрокарбонатно-сульфатные, кальциевые и кальциево-натриевые с сухим остатком 0,2-0,3 г/л, с общей жесткостью 1,8-3,4 мг-жв, с повышенным содержанием фтора до 5,7 мг/л и нитратов до 13-65 мг/л, не агрессивные.

Основную долю в общем балансе водопритоков в горные выработки составляют естественные ресурсы трещинных и трещинно-жильных вод. С увеличением глубины разработки водопритоки несколько увеличатся.

В целом месторождение Бакенное характеризуется простыми гидрогеологическими условиями. При разработке месторождения до отметки 300 м средний водоприток в горные выработки увеличится до 18-20 м³/ч, из отдельных нарушенных зон возможны кратковременные «порывы» до 10-15 м³/ч.

4. ГОРНАЯ ЧАСТЬ.

4.1 Существующее состояние горных работ.

На месторождении Бакенное до настоящего времени горные работы не проводились. Бакенное месторождение эксплуатировалось рудником Огневка с 1951 г, до 1962 года отработка велась открытым способом путем заложения небольших карьеров по основным рудным телам. С 1962 года месторождение разрабатывалось подземным способом по техническим проектам Гиредмет (верхние горизонты, 1960) и Казгипроцветмет (нижние горизонты; 1971,1977,1979,1982). Месторождение Бакенное разрабатывалось подземным способом на отметках от 620 м до 440 м. Общая площадь вскрытая горными выработками, в плане составляет около 1,26 км². Исходя из горно-геологических условий, вскрытие Бакенного месторождения для подземной отработки осуществлено штольной Капитальной на горизонте 500 м в комплексе со «слепыми» стволами шахт (шахта « Слепая №1» на Основном участке с гор. 610 м на гор. 500 м и шахта « Слепая №2» на Юго-Восточном участке с гор. 560 м на гор. 440 м) и штольной Вспомогательной на гор. 440 м (Переходный и Юго-Восточный участки). Для отработки запасов III свиты (Переходной участок) пройдены квершлагги на горизонтах 500 м и 440 м. У каждого ствола шахты пройдены рудо и породоспуски, по которым руда и

порода перепускаются на откаточные горизонты – 500 м и 440 м. Погрузка руды и породы в штреках механизированная, транспортировка горной массы производилась скреперными лебедками до устья рудоспусков и далее через люкораму погрузка осуществлялась в вагонетки. Откатка горной массы из штреков производилась контактными электровозами. Сечение штреков $6,4 \text{ м}^2$, восстающих $5,1 \text{ м}^2$. Доставка руды с горизонта 440 м осуществлялась через штольню Вспомогательную по наклонному транспортеру на бункер фабрики (500 м), руда с гор. 500 м – через штольню Капитальную. Очистные работы производились на горизонтах 500 м, 470 м, 440 м.

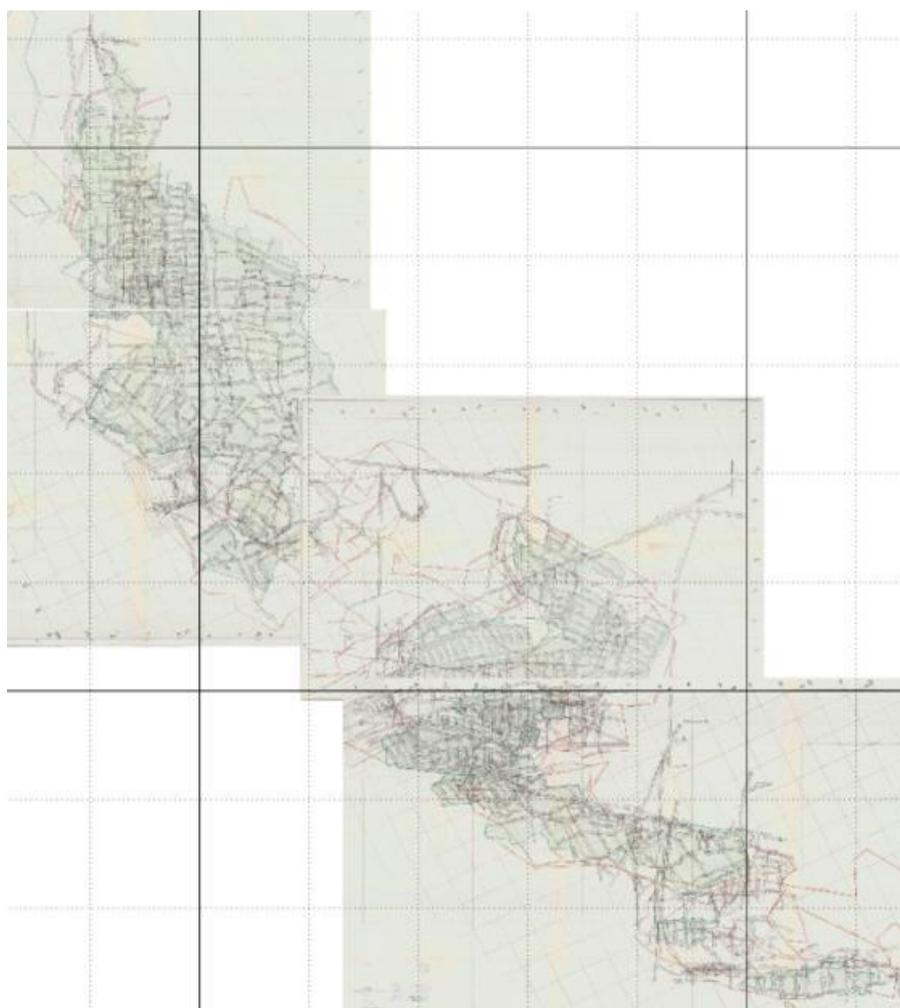


Рис.4.1

Сводный план подземных горных выработок.

4.1.1 Геотехнический мониторинг

Настоящим Планом горных работ планируется доработка подземным способом балансовых запасов редкометальных руд Бакенного месторождения.

На данный момент, в связи с переходом на отработку и с целью повышения уровня безопасности ведения горных работ, необходимо, в период

подготовительных работ маркшейдерско-геомеханической службой рудника провести полное обследование геомеханического состояния существующих подземных горных выработок на наличие безопасной отработки запасов Бакенного месторождения. Обеспечить постоянный контроль в виде инструментальных наблюдений за сдвижением горных пород и земной поверхности с целью снижения рисков при отработке опасных участков. В связи с использованием мокрой консервации шахты, требуется в подготовительный период эксплуатации осуществить полную откачку воды с подземных горных выработок.

4.2 Виды и методы работ по добыче полезных ископаемых

4.2.1 Размещение наземных и подземных сооружений

Месторождение Бакенное расположено в экономически развитом горнорудном районе, с развитой инфраструктурой, обеспечено необходимыми энергетическими и кадровыми ресурсами. По характеру ландшафта район относится к среднегорному. Планом горных работ предусматривается подземный способ отработки запасов месторождения с применением высокопроизводительного самоходного оборудования.

Промплощадка и рабочий поселок рудника Огневка расположены на горном склоне и непосредственно примыкает к левому берегу реки Иртыш. Территория предварительно была исследована на возможность обнаружения новых редкометальных пегматитовых жил и является безрудной. Во время эксплуатации рудника были построены обогатительная фабрика, бытовая и административный корпус, компрессорная, электроподстанция, котельная, цех сушки слюды и полевошпатового концентрата, комплекс сооружений прирельсовой базы, жилые дома. На поверхности промплощадки в районе устьев штолен расположены подъездные пути, склады руды и отвалов пустых пород.

Водоснабжение рудника осуществляется за счет поверхностных вод водозабором из реки Иртыш. Существующий водозабор постоянный, его расход полностью обеспечивается поверхностным стоком реки Иртыш. Других источников водоснабжения для такой потребности в окрестностях месторождения Бакенное нет.

4.2.2 Очередность отработки запасов

Данным ПГР предусматривается максимально возможная за период действия лицензии отработка балансовых запасов Бакенного месторождения.

Отработка будет вестись в течение всех 25-и лет эксплуатации месторождения. Принятая к проектированию производительность предприятия по балансовой руде – 350 тыс.тонн в год. За 25-и летний период

действия лицензии ожидается погашение балансовых запасов в количестве порядка 7812,0 тыс.тонн руды

Очередность отработки месторождения состоит из трех этапов:

- на первом этапе будет осуществлено вскрытие запасов месторождения;
- на втором этапе будут проведены горно-подготовительные работы по подготовке вскрытой части к добыче;
- на третьем этапе отработка рудных горизонтов.

Отработка запасов приведена в календарном плане добычи таблица 4.5

Техническими границами шахтного поля являются границы, полученного ТОО «ГРК Огневский ГОК» горного отвода на право недропользования для добычи редкометальных руд Бакенного месторождения. Отработка запасов предусматривается в границах шахтного поля в период действия Контракта до 2047гг.

Горный отвод расположен в Уланском районе Восточно-Казахстанской области. Площадь испрашиваемого горного отвода в проекции на горизонтальную плоскость составляет 2,286 кв. км. За нижнюю границу горного отвода принята отметка 300 м.

Граница испрашиваемого горного отвода показана на совмещенном плане поверхности рис.4.1

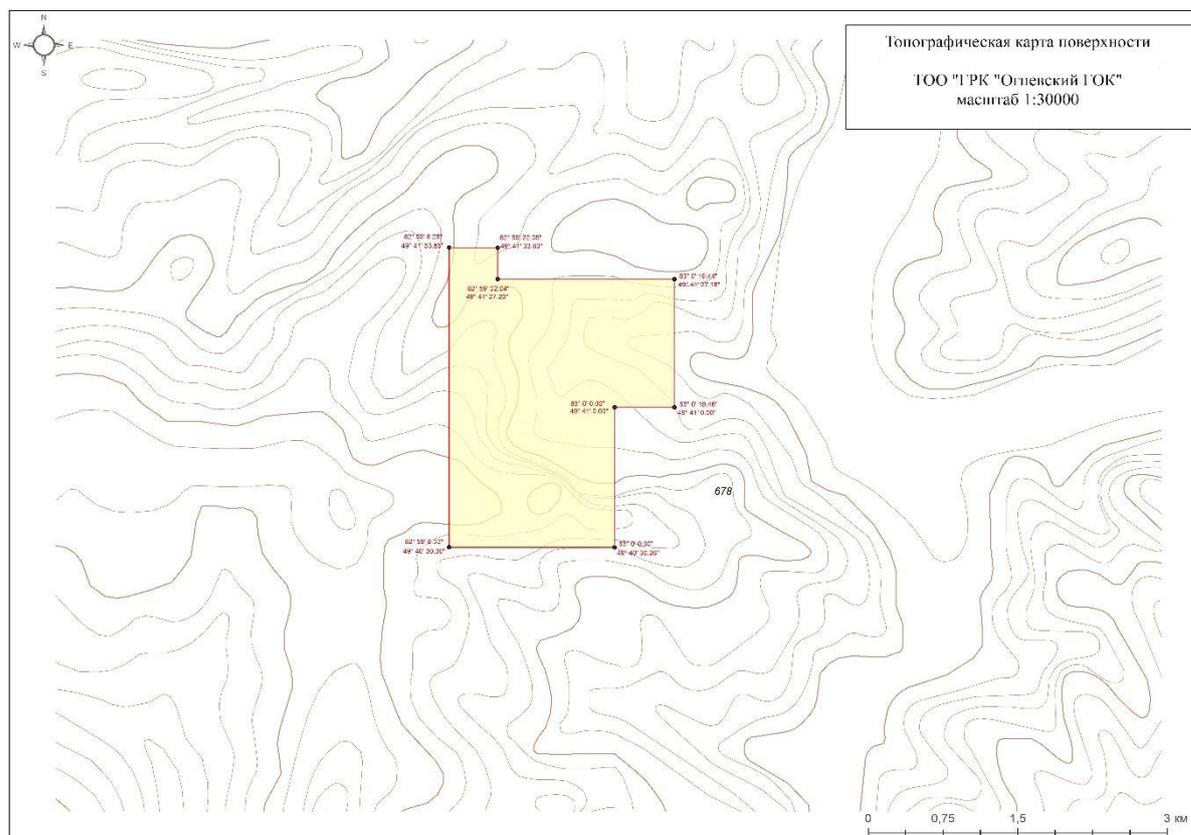


Рис.4.1
Границы горного отвода.

Таблица 4.1

Координаты угловых точек горного отвода

Угловые точки №/№	Координаты угловых точек					
	Северная широта			Восточная долгота		
	Градусы	Минуты	Секунды	Градусы	Минуты	Секунды
1	49	40	30.26	83	0	0.00
2	49	40	30.30	82	59	6.32
3	49	41	33.83	82	59	6.28
4	49	41	33.83	82	59	22.05
5	49	41	27.20	82	59	22.04
6	49	41	27.48	83	0	19.44
7	49	41	0.00	83	0	19.46
8	49	41	0.00	83	0	0.00

4.3 Способы проведения работ по добыче полезных ископаемых.

Исходя из горно-геологических условий Бакенного месторождения отработка рассматриваемого участка осуществлено подземным способом.

4.3.1 Производственная мощность рудника

Исходя из прогнозной потребности, в соответствии с заданием на проектирование, производственная мощность рудника определена равной 350,0 тыс. т руды в год.

Максимальный показатель годовой добычи руды определен по горным возможностям, равным 350,0 тыс.т. в год при обеспечении вскрытыми и подготовленными запасами, по составу технологического оборудования, по обеспечению необходимым количеством воздуха для проветривания подземных горных выработок, за счет принятия организационно-технических мероприятий по повышению эффективности использования технологического оборудования на 10-15%.

4.3.2 Срок существования рудника

Срок существования подземного рудника в зависимости от обеспеченности запасами определяется по формуле:
 $T_p = Q/A = 7022/350 = 20$ лет,

где Q – эксплуатационные запасы, тыс.т;

A – годовая производительность рудника, тыс.т/год.

Согласно календарному плану добычи руды и металлов по горным возможностям запланировано определенное время развития горных работ по выводу рудника на проектную мощность. Срок существования подземного

рудника при отработке запасов участка с учетом подготовительного периода и времени развития и затухания составляет 25 лет (2022-2047гг.).

4.3.3 Режим работы рудника

По исходным данным заказчика режим рудника составляет:

- количество рабочих дней в году 365 дня;
- количество рабочих смен 2;
- продолжительность рабочей подземной смены 10 часов.

4.3.4 Выбор способа вскрытия месторождения.

Исходя из горно-геологических условий, вскрытие Бакенного месторождения осуществлено штольной Капитальной на горизонте 500 м и штольной Вспомогательной на горизонте 440 м. Добытая руда на промежуточных горизонтах перепускается по рудоспускам на откаточные горизонты горизонтов 500 м и 440 м и по капитальным штольням (Капитальная, Вспомогательная) транспортируется на дневную поверхность. Вскрытие шахтного поля штольнями существенно уменьшают затраты на оборудование и строительство поверхностных сооружений, водоотлив, транспортировку руды и породы. Отмеченные преимущества определяют целесообразность применения штольневого вскрытия во всех случаях, когда это возможно по горнотехническим условиям.

4.4 Горно-проходческие работы

По назначению и срокам эксплуатации подземные горные выработки разделяются на горно-капитальные и горно-подготовительные.

4.4.1 Горно-капитальные работы

Горно-капитальные выработки – это выработки, обеспечивающие доступ к месторождению или его части (вскрывающие), со сроком службы более 3-х лет.

В соответствии с требованиями «Норм технологического проектирования...» к горно-капитальным выработкам отнесены: штольни «Капитальная», «Вспомогательная», слепые стволы «Слепая №1» и «Слепая №2»; уклон проходимый с поверхности; рудные горизонты с камерными выработками; транспортные съезды между рудными горизонтами; вентиляционные восстающие, соединяющие рудные горизонты.

Горизонтальные горно-капитальные выработки, обеспечивают продвижение по ним самоходного оборудования принятых размеров с учетом обустройства и зазоров, допускаемых требованиями промышленной безопасности, строительными нормами и сводом правил Республики Казахстан, а также подачи (выдачи) необходимого количества воздуха для

проветривания горных выработок. Исходя из возможности преодолеваемых уклонов принятых типов самоходного оборудования, проведение горизонтальных выработок предусмотрено с уклоном 0,15 на прямых участках и 0,12 – на закруглениях. Радиусы закруглений приняты $R=15\text{м}$.

Основными камерными выработками являются пункт заправки ГСМ, склады ВМ, склады ППМ, камеры ЦПП, камеры водоотлива, узлы перегрузки руды, камеры ожидания, камеры подъемной машины, ремонтные пункты самоходного оборудования. Места расположения камерных выработок определяются с учетом требований действующих инструкций и требований безопасности.

На всех проектных горизонтах предусмотрены биотуалеты. Многолетний опыт проходки подземных горных выработок и ведения очистных работ показал, что вмещающие породы и руды месторождения подразделяются на устойчивые и неустойчивые, с подавляющим преобладанием первых. В местах пересечения крупных тектонических зон и в местах сопряжений горных выработок применяют комбинированное и бетонное крепление.

Устойчивость руды и вмещающих пород позволяет вести проходку горизонтальных выработок без крепления или с комбинированным креплением (железобетонными (сталеполимерными) штангами с набрызг-бетоном). В случае ухудшения горно-геологических условий, при проходке применяется бетонное крепление. Для проектирования крепление выработок принято в следующих соотношениях:

- без крепления – 20%;
- комбинированное крепление – 60%;
- бетонное крепление – 20%.

Сопряжение горизонтальных выработок, а также камерные выработки крепятся бетоном, а в крепких и устойчивых породах – железобетонными (сталеполимерными) штангами с последующим покрытием набрызгбетоном.

Вентиляционные восстающие проходятся прямоугольным сечением. В случае ухудшения горно-геологических условий осуществляется крепление восстающих по всему периметру.

4.4.2 Горно-подготовительные работы

Назначение и объем подготовительных выработок определяется исходя из применяемого типа горнопроходческого оборудования, вида системы разработки и размеров залегания рудных тел.

Для обеспечения шахты подготовленными запасами необходимое количество проходческих бригад составляет:

$$n=350 \cdot 25 / 12 \cdot 250 \cdot 12,8=1 \text{ бригад,}$$

где, n – необходимое количество проходческих бригад;

350 – годовая производительность рудника, тыс.т в год;

- 25 – удельный объем ГПР на 1000 т руды, м³;
- 12 – число месяцев в году;
- 250м – средний месячный темп проходки горизонтальной выработки, м;
- 12,8 – сечение горизонтальной выработки, м².

Принимаем количество проходческих бригад – 2.

Одна бригада для горизонтальных и наклонных выработок,

Вторая бригада для проходки вертикальных выработок.

Годовой объем горно-подготовительных работ приведен в таблице 4.2.

Таблица 4.2

Годовой объем горно-подготовительных работ

Наименование	Удельный вес системы разработки, %	Годовой объем добычи, тыс.т	Удельный объем ГПР, м ³ / тыс.т	Годовой объем ГПР, м ³
Камерно-столбовая система	100	350	25	8750
Итого:	100	350	25	8750

4.4.3 Выбор сечений выработок.

Основные размеры поперечного сечения горизонтальных и наклонных выработок определяются в зависимости от их назначения, принятого подвижного состава и минимально допустимых зазоров, регламентируемых «Правилами обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы», условий вентиляции, а также в зависимости от типов крепи, которые выбираются с учетом горно-геологических условий и срока службы выработок. При этом необходимо учитывать «Руководство по применению типовых сечений горных выработок для рудников цветной металлургии СССР». Выбранные таким образом размеры поперечного сечения выработок должны учитывать возможную максимальную величину осадки крепи за весь их срок службы.

Форму сечений капитальных, подготовительных и нарезных выработок следует принимать для условий месторождения Бакенное (исходя из устойчивости и структурных особенностей массива пород вокруг выработок и принятого типа крепи) прямоугольно - сводчатую. Стены вертикальные, свод коробовый трехцентровый с отношением высоты свода к ширине выработки, равным 1/4 или 1/3.

Предельные допустимые смещения крепей приведены в таблице 4.3.

Пределные допустимые смещения крепей

Наименование крепи	Пределные допустимые смещения крепи, мм
Монолитная бетонная и железобетонная	10 ÷ 20
Набрызгбетонная	20
Штанговая	30 ÷ 40
Комбинированная (из штанг, набрызгбетона)	50

4.4.3 Организация проходки горных выработок

Проходка дополнительных восстающих планируется произвести буровой установкой «Robbins-73RM» фирмы «Atlas Copco». В шахте с подготовленной площадки (или камеры) в первую очередь осуществляется бурение пилотной скважины диаметром до 279 мм. При бурении пилотной скважины необходимо использовать специальную систему обеспечения вертикальности бурения. С выходом пилотной скважины на подходную подземную горную выработку на буровой став устанавливается расширитель диаметром 1.8 – 3.1 м. Затем обратным ходом осуществляется расширение пилотной скважины до проектного сечения.

На проходке горизонтальных выработок, уклонов и камерных выработок используется комплекс самоходного оборудования на дизельном ходу: для бурения шпуров – бурильные машины типа Boomer S1D, для доставки отбитой горной массы – погрузочно-доставочные машины типа Sandvik LH115L с емкостью ковша до 2,2 м³ и автосамосвалы Sandvik TH315 грузоподъемностью 15 т. Для проветривания проходческих забоев используются вентиляторы местного проветривания фирмы «Korfmann» с вентиляционными рукавами. Другие модели горного оборудования считаются взаимозаменяемыми с вышеуказанным по производственно-техническим характеристикам, удовлетворяющие потребности рудника для выполнения проектных объемов.

Проходка восстающих выработок осуществляется снизу вверх буровзрывным способом мелкошпуровой отбойкой с устройством рабочих полков.

Выполнение горнопроходческих работ осуществляется специализированными проходческими бригадами. Исходя из опыта использования передовой технологии и техники на проходческих работах приняты следующие темпы проходки:

- горизонтальные выработки – 150 м/мес одним забоем и при двухзабойной проходке – 200 м/мес;

- камерные выработки – 2000м³/мес и 4000м³/мес после образования сквозной струи воздуха.

- вертикальные выработки с применением буровой установки «Robbins-73RM» – 120 м/мес;

- восстающие выработки – 45м/мес;

В период эксплуатации рудника необходимо произвести меры по расширению существующих горных выработок для обеспечения прохода принятого самоходного оборудования по горным выработкам согласно «Правилам обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы»

4.5 Системы разработки

4.5.1 Горнотехнические условия разработки.

Бакенное месторождение эксплуатировалось рудником Огневка с 1951 года; до 1962 года отработка велась открытым способом путем заложения небольших карьеров по основным рудным телам, с 1962 года месторождение разрабатывалось подземным способом по техническим проектам институтов Каз ГИИЗ (1958-1965), институтом горного дела им. Скочинского А.А. (1963) и ВНИИЦветметом (1972,1977) ВСЕГИНГЕО (1982,1984).

По результатам многолетней эксплуатации, руды и вмещающие породы Бакенного месторождения относятся к крепким и устойчивым. Пределом прочности на разрыв варьирует от 52 кг/см² у сподуменовых руд до 187 кг/см² у роговиков, сцепление составляет 124-832 кг/см², угол внутреннего трения - 17-40°. Руды и породы относятся к хрупким; наибольшей хрупкостью обладает кварц, наиболее пластичными являются роговики. Пористость пород и руд составляет 2-4 %, объемный вес руд – 2,6 т/м³, пород – 2,5-2,8 т/м³. Коэффициенты крепости по М.М. Протодьяконову для пегматитов составляет 10-12, для вмещающих пород варьируют от 10 до 18; для руд и пород, подвергнутых выветриванию, а также вблизи крупных тектонических нарушений коэффициент крепости уменьшается до 4-6. При искусственном водонасыщении отмечено незначительное уменьшение прочностных характеристик, в среднем на 13-15 %. Коэффициент разрыхления составляет 1,6, естественная влажность - до 6 %, содержание свободной двуокиси кремния более 10 %, породы и руды месторождения являются силикозоопасными.

4.5.2 Выбор системы разработки месторождения полезных ископаемых.

В предыдущих проектах для отработки запасов месторождения принималась камерно-столбовая система с естественными целиками, камерно-столбовая система с искусственными целиками, система слоевого обрушения с выемкой руды заходками.

Данным проектом принимается камерно-столбовая система разработки с применением высокопроизводительного самоходного оборудования.

При выборе системы разработки учтены следующие особенности месторождения:

- горнотехнические условия месторождения;
- безопасность ведения горных работ;
- механизация технологических процессов;
- обеспечение минимальных потерь и разубоживания при добыче;
- наиболее полная выемка запасов;
- экономическая эффективность разработки.

Для отработки запасов рудных тел составляется локальный проект отработки и организации работ с мероприятиями по безопасности ведения горных работ.

4.5.3 Камерно-столбовая система разработки.

Камерно-столбовую систему применяют в пологих и наклонных залежах малой и средней мощности при устойчивых или среднеустойчивых руде и вмещающих породах. Между камерами для поддержания кровли выставляются опорные междукамерные целики столбчатой формы по регулярной сетке 15 x 15 м. При этом целики рассчитываются, исходя из поддержания полного или частичного веса пород налегающей толщи на полный срок отработки месторождения. На флангах формируются панельные целики. Параметры целиков и расстояния между ними выбирают по условию прочности и устойчивости пролета кровли. Управление кровлей осуществляют междукамерными и панельными целиками. Очистную выемку осуществляют сплошным забоем при мощности рудного тела 3-8 м и почвоуступным забоем при мощности свыше 8 м.

Очистная выемка начинается с образования отрезной щели, отбойкой руды в кровле и по бокам разрезного штрека. Отбойку руды ведут шпурами глубиной 3,0–4,0 м, бурение шпуров производится самоходными буровыми установками типа «Boomer 282» и др. Производительность отбойки составляет 400 и более т/смену. Погрузка руды в автосамосвал осуществляется фронтальным погрузчиком типа Sandvik LH307 емкостью ковша до 3,0 м³, руда автосамосвалами типа Sandvik TH315 грузоподъемностью 15 т транспортируется по откаточным горизонтам 500 м и 440 м, и через штольни «Капитальная» и «Вспомогательная» выдается на-гора до бункера обогатительной фабрики. После полной отгрузки руды с забоя производится осмотр и оборка кровли, с последующим креплением кровли камеры. Для оборки, обезопасивания кровли используются самоходные механические оборщики.

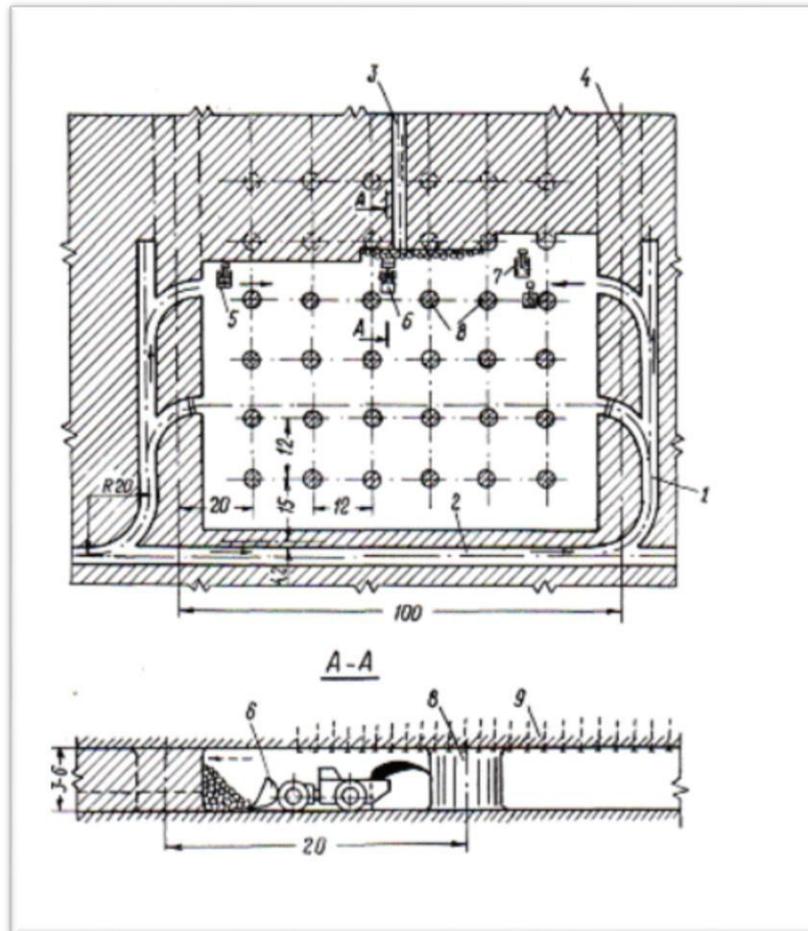


Рис.4.2

Камерно-столбовая система разработки

1- панельный штрек; 2 – откаточный штрек; 3 – вент-разрезной штрек; 4 – панельный штрек; 5 – буровая каретка; 6 – погрузчик; 7 – автосамосвал; 8 – междукамерный целик; 9 – крепление.

4.5.4 Обоснование выемочной единицы

Под выемочной единицей принимается наименьший экономически и технологически оптимальный участок месторождения с достоверным подсчетом исходных запасов руды, обработка 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).

Согласно требованиям «Единых правил охраны недр...» выемочная единица должна удовлетворять следующим условиям:

- относительная однородность геологических условий;
- возможность обработки запасов единой системой разработки;
- достаточная достоверность определения запасов;
- возможность первичного учета извлечения полезных ископаемых;

- разработка проекта для каждой выемочной единицы;
- возможность изоляции отработанных участков от действующих выработок.

Исходя из принятой схемы подготовки участка месторождения, за выемочную единицу принимается при камерно-столбовой системе – панель.

4.5.5 Потери и разубоживание руды

К потерям руды при добыче относятся потери в охранных целиках по горно-геологическим условиям, междукамерных целиках камерно-столбовой системы разработки, потери от неполноты отбойки в слоях и камер и др. Все виды потерь при добыче определяются прямым маркшейдерским замером. Отнесение неотработанных запасов в потери производится по паспорту очистного блока, панели, маркшейдерским планам и замерам.

Разубоживание руды при добыче на руднике Огневка определяется следующими факторами:

- подработкой приконтактных частей вмещающих пород за счет неровностей контактов, плотной спайки руды и породы;
- отслоением ложной кровли при наличии неустойчивых пород в висячем боку рудных тел;
- наличием пережимов рудных тел и в местах их выклинивания.

Разубоживание руды определяется прямым замером при геологической документации и контролируется по петрографическому признаку в головных пробах руды, поступающей на фабрику.

Потери при отработке запасов составляют 15,5%, разубоживание руды – 6,0%. Технологические потери и разубоживание руды уточняются в процессе промышленной отработки.

4.5.6 Геолого-маркшейдерское обслуживание очистных работ

В целях определения объемов вынутой горной массы из блоков и содержания полезного компонента в добытой руде все эксплуатационные блоки рудника находятся под постоянным контролем геолого-маркшейдерской службы.

Оперативный контроль за очистными работами в блоках со стороны геолого-маркшейдерской службы ведется ежедневно путем опробования и инструментальных съемок пространственного положения забоев.

Паспорта, планы и разрезы панели ежедневно пополняются полевыми материалами и служат основанием для учета движения запасов руды в панели, а также подсчета величин потерь и разубоживания.

4.5.7 Основные технико-экономические показатели

К основным технико-экономическим показателям системы разработки, характеризующим ее эффективность, относятся:

- потери руды;
- разубоживание руды;
- удельный объем ГПР на 1000т руды.

Сводные технико-экономические показатели по системам разработки приведены в таблице 4.3

Таблица 4.3

Технико-экономические показатели систем разработки

№ п/п	Наименование	Показатели		
		Потери %	Разубоживание %	Удельный объем ГПР, м ³ / тыс.т
1	Камерно-столбовая система разработки	15,5	6,0	25

Таблица 4.4

Перечень основного и вспомогательного технологического оборудования.

Наименование оборудования	Тип, марка	Ед. изм	Количество
1	2	3	4
Проходческие работы			
Буровая каретка	Boomer S1D	шт	1
Погрузочно-доставочная машина	Sandvik LH115L	шт	1
Автосамосвал	Sandvik TH315	шт	1
Вентилятор местного проветривания	GAL-14	шт	1
Буровая установка для крепления	Boltec E	шт	1
Зарядчик пневматический	ЗП-12	шт	1
Очистные работы			
Буровая каретка	Boomer 282	шт	1
Погрузочно-доставочная машина	Sandvik LH307	шт	1
Автосамосвал	Sandvik TH315	шт	3
Зарядно-монтажная машина	Normet Charmec 9910BC	шт	1
Буровая установка для крепления	Boltec E	шт	1
Машина для торкретирования	Normet Spraymec 6050WP	шт	1

Вентилятор местного проветривания	GAL-14	шт	1
Вспомогательные работы			
Машина для перевозки людей	PAUS MINKA 5.1	шт	1
Машина для доставки ГСМ	Utimec LF1000	шт	1

Другие модели горного оборудования считаются взаимозаменяемыми с вышеуказанным по производственно-техническим характеристикам, удовлетворяющие потребности предприятия для выполнения проектных объемов.

4.6 Календарный план добычи.

Для разработки календарного плана добычи руды и металлов приняты запасы товарной руды в количестве 7022 тыс.т. руды. Принятый проектом состав технологического оборудования с расстановкой по подготовительным и очистным забоям, а также организация работ обеспечивают достижение заданной производительности рудника. При составлении календарного плана учитывались:

- годовая производительность, подтвержденная по горным возможностям;
- намечаемые темпы проходки вскрывающих выработок согласно календарному графику горно-проходческих работ.

Согласно календарному плану рудник выходит на проектную мощность 350 тыс.т. руды в год на 4-й год работы, которая поддерживается в течение 21 года.

Календарный план добычи месторождения Бакенное

Годы отработки	Балансовые запасы										Потери	Разубоживание	Эксплуатационные запасы									
	Запасы	Sn			Li ₂ O		BeO		Ta ₂ O ₅				Запасы	Sn			Li ₂ O		BeO		Ta ₂ O ₅	
	тыс.т	Содержание, %	Sn, т	Содержание, %	Li, т	Содержание, %	Be, т	Содержание, г/т	Ta, т	%			%	тыс.т	Содержание, %	Sn, т	Содержание, %	Li, т	Содержание, %	Be, т	Содержание, г/т	Ta, т
2022	Подготовительный период																					
2023	100	0.055	55	0.102	102	0.066	66	90.2	9.0	15.5	6	90	0.052	46	0.096	86.2	0.062	55.8	84.8	7.6		
2024	250	0.061	152.5	0.101	252.5	0.066	165	95.3	23.8	15.5	6	225	0.057	129	0.095	213.4	0.062	139.4	89.6	20.1		
2025	350	0.061	213.5	0.101	353.5	0.066	231	95.3	33.4	15.5	6	315	0.057	180	0.095	298.7	0.062	195.2	89.6	28.2		
2026	350	0.063	220.5	0.103	360.5	0.066	231	101.2	35.4	15.5	6	315	0.059	186	0.097	304.6	0.062	195.2	95.1	29.9		
2027	350	0.063	220.5	0.105	367.5	0.066	231	101.1	35.4	15.5	6	315	0.059	186	0.099	310.5	0.062	195.2	95.0	29.9		
2028	350	0.065	228.2	0.106	372.5	0.066	231	101.2	35.4	15.5	6	315	0.061	193	0.100	314.7	0.062	195.2	95.1	29.9		
2029	350	0.069	241.5	0.107	374.5	0.066	231	101.1	35.4	15.5	6	315	0.065	204	0.101	316.5	0.062	195.2	95.0	29.9		
2030	350	0.069	241.5	0.117	409.5	0.066	231	101.1	35.4	15.5	6	315	0.065	204	0.110	346.0	0.062	195.2	95.0	29.9		
2031	350	0.069	241.5	0.112	392.0	0.066	231	103.2	36.1	15.5	6	315	0.065	204	0.105	331.2	0.062	195.2	97.0	30.5		
2032	350	0.069	241.5	0.117	407.8	0.071	249	105.1	36.8	15.5	6	315	0.065	204	0.110	344.5	0.067	210.0	98.8	31.1		
2033	350	0.069	241.5	0.119	416.5	0.072	252	105.2	36.8	15.5	6	315	0.065	204	0.112	351.9	0.068	212.9	98.9	31.1		
2034	350	0.069	241.5	0.119	416.5	0.082	287	115.3	40.4	15.5	6	315	0.065	204	0.112	351.9	0.077	242.5	108.4	34.1		
2035	350	0.069	241.5	0.119	416.5	0.085	296	115.2	40.3	15.5	6	315	0.065	204	0.112	351.9	0.079	249.9	108.3	34.1		
2036	350	0.069	241.5	0.119	416.5	0.084	294	117.1	41.0	15.5	6	315	0.065	204	0.112	351.9	0.079	248.4	110.1	34.6		
2037	350	0.069	241.5	0.119	416.5	0.086	301	117.1	41.0	15.5	6	315	0.065	204	0.112	351.9	0.081	254.3	110.1	34.6		
2038	350	0.069	241.5	0.119	416.5	0.086	301	123.1	43.1	15.5	6	315	0.065	204	0.112	351.9	0.081	254.3	115.7	36.4		
2039	350	0.069	241.5	0.119	416.5	0.066	231	123.2	43.1	15.5	6	315	0.065	204	0.112	351.9	0.062	195.2	115.8	36.4		
2040	350	0.069	241.5	0.119	416.5	0.066	231	123.2	43.1	15.5	6	315	0.065	204	0.112	351.9	0.062	195.2	115.8	36.4		
2041	350	0.069	241.5	0.119	416.5	0.066	231	123.1	43.1	15.5	6	315	0.065	204	0.112	351.9	0.062	195.2	115.7	36.4		
2042	350	0.069	241.5	0.119	416.5	0.066	231	123.5	43.2	15.5	6	315	0.065	204	0.112	351.9	0.062	195.2	116.1	36.5		
2043	350	0.069	241.5	0.119	416.5	0.066	231	123.8	43.3	15.5	6	315	0.065	204	0.112	351.9	0.062	195.2	116.4	36.6		
2044	350	0.069	241.5	0.119	416.5	0.066	231	123.8	43.3	15.5	6	315	0.065	204	0.112	351.9	0.062	195.2	116.4	36.6		
2045	350	0.069	241.5	0.119	416.5	0.066	231	123.8	43.3	15.5	6	315	0.065	204	0.112	351.9	0.062	195.2	116.4	36.6		
2046	112	0.069	77.28	0.119	133.3	0.066	73.92	123.8	13.9	15.5	6	101	0.065	65	0.112	112.6	0.062	62.5	116.4	11.7		
Итого:	7812	0.067	5273	0.114	8940	0.071	5518	112	875	15.5	6	7022	0.063	4456	0.108	7554.3	0.066	4662.9	105.3	739.4		

Годы отработки	Балансовые запасы										Потери	Разубоживание	Эксплуатационные запасы							
	Запасы	Nb ₂ O ₅		SiO ₂		Слюда		Полевой шпат		Запасы			Nb ₂ O ₅		SiO ₂		Слюда		Полевой шпат	
	тыс.т	Содержание, г/т	Nb, т	Содержание, %	Si, тыс.т	Содержание, %	Слюда, тыс.т	Содержание, %	Полевой шпат, тыс.т	%			%	тыс.т	Содержание, г/т	Nb, т	Содержание, %	SiO ₂ , тыс.т	Содержание, %	Слюда, тыс.т
2022	Подготовительный период																			
2023	100	117.5	11.7	25.8	25.8	5.2	5.2	61.5	62	15.5	6	90	110.4	9.9	24.2	21.8	4.9	4.4	57.8	52.0
2024	250	117.5	29.4	25.8	64.5	6.03	15.1	62.1	155	15.5	6	225	110.4	24.8	24.2	54.5	5.7	12.7	58.4	131.2
2025	350	117.5	41.1	25.8	90.2	6.03	21.1	63.2	221	15.5	6	315	110.4	34.7	24.2	76.2	5.7	17.8	59.4	186.9
2026	350	117.5	41.1	25.8	90.2	6.03	21.1	64.6	226	15.5	6	315	110.4	34.7	24.2	76.2	5.7	17.8	60.7	191.1
2027	350	117.5	41.1	25.8	90.2	6.03	21.1	66.1	231	15.5	6	315	110.4	34.7	24.2	76.2	5.7	17.8	62.1	195.5
2028	350	117.5	41.1	25.8	90.2	6.03	21.1	66.5	233	15.5	6	315	110.4	34.7	24.2	76.2	5.7	17.8	62.5	196.7
2029	350	117.5	41.1	25.8	90.2	6.03	21.1	66.5	233	15.5	6	315	110.4	34.7	24.2	76.2	5.7	17.8	62.5	196.7
2030	350	117.5	41.1	25.8	90.2	6.03	21.1	66.5	233	15.5	6	315	110.4	34.7	24.2	76.2	5.7	17.8	62.5	196.7
2031	350	117.5	41.1	25.8	90.2	6.03	21.1	66.5	233	15.5	6	315	110.4	34.7	24.2	76.2	5.7	17.8	62.5	196.7
2032	350	117.5	41.1	25.8	90.2	6.03	21.1	66.5	233	15.5	6	315	110.4	34.7	24.2	76.2	5.7	17.8	62.5	196.7
2033	350	117.5	41.1	25.8	90.2	6.03	21.1	66.5	233	15.5	6	315	110.4	34.7	24.2	76.2	5.7	17.8	62.5	196.7
2034	350	117.5	41.1	25.8	90.2	6.03	21.1	66.5	233	15.5	6	315	110.4	34.7	24.2	76.2	5.7	17.8	62.5	196.7
2035	350	117.5	41.1	25.8	90.2	6.03	21.1	66.5	233	15.5	6	315	110.4	34.7	24.2	76.2	5.7	17.8	62.5	196.7
2036	350	117.5	41.1	25.8	90.2	6.03	21.1	66.5	233	15.5	6	315	110.4	34.7	24.2	76.2	5.7	17.8	62.5	196.7
2037	350	117.5	41.1	25.8	90.2	6.03	21.1	66.5	233	15.5	6	315	110.4	34.7	24.2	76.2	5.7	17.8	62.5	196.7
2038	350	117.5	41.1	25.8	90.2	6.03	21.1	66.5	233	15.5	6	315	110.4	34.7	24.2	76.2	5.7	17.8	62.5	196.7
2039	350	117.5	41.1	25.8	90.2	6.03	21.1	66.5	233	15.5	6	315	110.4	34.7	24.2	76.2	5.7	17.8	62.5	196.7
2040	350	117.5	41.1	25.8	90.2	6.03	21.1	66.5	233	15.5	6	315	110.4	34.7	24.2	76.2	5.7	17.8	62.5	196.7
2041	350	117.5	41.1	25.8	90.2	6.03	21.1	66.5	233	15.5	6	315	110.4	34.7	24.2	76.2	5.7	17.8	62.5	196.7
2042	350	117.5	41.1	25.8	90.2	6.03	21.1	66.5	233	15.5	6	315	110.4	34.7	24.2	76.2	5.7	17.8	62.5	196.7
2043	350	117.5	41.1	25.8	90.2	6.03	21.1	66.5	233	15.5	6	315	110.4	34.7	24.2	76.2	5.7	17.8	62.5	196.7
2044	350	117.5	41.1	25.8	90.2	6.03	21.1	66.5	233	15.5	6	315	110.4	34.7	24.2	76.2	5.7	17.8	62.5	196.7
2045	350	117.5	41.1	25.8	90.2	6.03	21.1	66.5	233	15.5	6	315	110.4	34.7	24.2	76.2	5.7	17.8	62.5	196.7
2046	174	117.5	20.4	25.8	44.9	6.03	10.5	66.5	116	15.5	6	156	110.4	17.3	24.2	37.9	5.7	8.9	62.5	97.8
Итого:	7874	117.5	925	25.8	2030	6.02	474.0	66.0	5201	15.5	6	7078	110.4	782	24.2	1715	5.7	401	62.1	4395

4.7 Использование взрывчатых материалов и взрывные работы

4.7.1 Снабжение взрывчатыми материалами.

На руднике «Бакенное», учитывая физико-механические свойства руд, для отбойки руды применяется взрывная отбойка (крепость $f > 10$), то есть отбойка взрыванием зарядов взрывчатых веществ (ВВ), помещенных в образованные в массиве полости (шпуры).

Для заряжания шпуров используются следующие типы взрывчатых материалов (ВМ):

- Гранулированные ВВ;
- Патронированные ВВ;
- Неэлектрические системы взрывания;
- Электрические средства взрывания;
- Детонирующий шнур.

Взрывчатые материалы (их тип и объем) определяются паспортом склада ВМ.

Снабжение рудников взрывчатыми материалами (ВМ) осуществляется с базисного склада ВМ. Хранение взрывчатых материалов предусмотрено в подземных расходных складах ВМ. Доставка ВМ предусматривается в специально оборудованной машине для перевозки ВМ непосредственно к месту ведения буровзрывных работ. При спуске ВМ в шахту должны соблюдаться «Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов», утвержденные Приказом Министра по инвестициям и развитию Республики Казахстан от 20.10.2017 года № 719. Годовой расход ВВ определен исходя из объемов работ и удельного расхода ВВ (таблица 4.6).

Взрывные работы должны осуществляться с соблюдением «Правил обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов».

Таблица 4.6

Годовой расход взрывчатых веществ.

Вид работ	Годовой объем работ, м ³	Удельный расход ВВ, кг/м ³	Расход ВВ	
			суточный, кг	Годовой, кг
Очистные работы	134700	2,65	978	356955
Горнопроходческие работы	8750	2,8	67	24500

4.7.2 Взрывные работы

Взрывные работы производятся в соответствии с «Правилами обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов».

Зарядка шпуров проходческих забоев осуществляется пневматическим зарядчиком ЗП-12, очистных забоев самоходной зарядной машиной Normet Charmec 9910BC на дизельном ходу. Взрывные работы приурочиваются к концу технологической смены.

Бурение и взрывание шпуров выполняются строго по типовым паспортам БВР, разрабатываемым службой БВР рудника.

Паспорт БВР – это инструктивная карта, регламентирующая порядок ведения буровзрывных работ. В паспорте БВР отражаются следующие данные:

- акт проведения опытных взрывов;
- параметры выработки;
- схема расположения шпуров ;
- типы ВВ и СВ;
- конструкция зарядов;
- технико-экономические показатели;
- схема выставления постов охраны.

Параметры БВР разработаны в соответствии с «Правилами обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов».

Параметры БВР определяются окончательно опытными взрывами.

Способ взрывания и типы применяемых ВВ и средств инициирования

При производстве горных работ применяются следующие способы взрывания:

- при горнопроходческих работах - электрический, с применением неэлектрических систем СИНВ и EXEL;

- при проходке восстающих выработок – электрический, с применением неэлектрических систем СИНВ и EXEL;

- при очистных работах - электрический, с применением неэлектрических систем СИНВ и EXEL;

При ведении горных работ применяется гранулированное ВВ – Гранулит АС-8.

4.7.3 Расчет параметров БВР

Параметры БВР на проходке

Согласно «Нормам технологического проектирования горнодобывающих предприятий с подземным способом разработки» расчетный удельный расход ВВ принят для проходческих забоев 2,8 кг/ м³. Применяемое взрывчатое вещество гранулит АС-8. Бурение шпуров производится буровой кареткой типа Boomer S1D.

Одним из основных параметров бурения шпуров, определяющим расположение шпуров в забое и оптимальное расстояние между ними, является линия наименьшего сопротивления (ЛНС) отбойного шпура $W_{от}$.

ЛНС определяют по формуле:

$$W_{от} = \sqrt{\frac{P}{q_p}} = \sqrt{\frac{1,44}{2,8}} = 0,7 \text{ м}$$

где P – вместимость 1 м шпура (патрона ВВ), кг/м;

q_p – расчетный удельный расход, кг/м³.



Рис. 4.3

Буровая каретка Boomer S1D.

Параметры врубовых шпуров

Расположение врубовых шпуров увязывают с конкретными горно-геологическими условиями проведения выработки: прочностью пород, трещиноватостью, с взаимным расположением слоев пород разной прочностью. Для проходки горных выработок выбран призматический вруб. Глубина врубовых шпуров всех видов в общем случае определяется формулой:

$$l_{вр} = h_{ш} + l_{пер} = 3.0 + 0.1 = 3.1 \text{ м}$$

где, $h_{ш}$ – глубина шпуров основного комплекта, м;

пер $l_{пер}$ - длина перебура врубовых шпуров. Принимается 0,1-0,3 м;

Призматические врубы размещают в центральной части забоя

Длина забойки врубовых шпуров (м):

$$l_{заб} = 0.25 \times l_{вр} = 0.25 \times 3.1 = 0.8 \text{ м}$$

где, $l_{вр}$ – длина врубовых шпуров, м.

Длина заряда в шпуре (м)

$$l_{зар} = l_{вр} - l_{заб} = 3.1 - 0.8 = 2.3 \text{ м}$$

Масса заряда одного врубового шпура (кг)

$$Q_{вр} = 0.75 \times l_{вр} \times p = 0.75 \times 3.1 \times 1.44 = 3.3 \text{ кг}$$

где p – вместимость 1 м шпура (патрона ВВ), кг.

Параметров отбойных шпуров

Отбойные шпуры взрываются после врубовых и предназначены для расширения полости, образованной врубом. Расстояние между отбойными шпурами принимается равным ЛНС ($W_{от}$). Располагать шпуры следует по квадратной сетке, что облегчает их разбивку и разметку.

Длина забойки отбойных шпуров (м)

$$l_{заб} = (0.8 \div 1) \times W_{от} = 0.8 \times 0.7 = 0.5 \text{ м}$$

Длина заряда (м)

$$l_{зар} = l_{от} - l_{заб} = 3.0 - 0.5 = 2.5 \text{ м}$$

Масса заряда отбойного шпура (кг)

$$Q_{от} = l_{зар} \times p = 2.5 \times 1.44 = 3.6 \text{ кг}$$

параметры оконтуривающих (контурных) шпуров

Придание выработке проектного контура обеспечивается взрыванием контурных шпуров. Оконтуривающие шпуры располагаются по периметру выработки на расстоянии, определяемым в зависимости от принятого способа оконтуривания, величины $W_{от}$ или величины диаметра заряда.

При проходке выработок расстояние между контурными шпурами принимаются одинаковыми по всему периметру выработки.

$$a_k = (0.8 \div 1) W_{om} = 0.8 \times 0.7 = 0.5 \text{ м}$$

Величина коэффициента сближения в формуле принимается в зависимости от крепости пород (меньшие значения принимаются для более крепких пород).

Масса заряда в контурном шпуре по отношению к массе заряда отбойного шпура.

$$Q_k = (0.8 \div 1) \times Q_{om} = 0.8 \times 3.6 = 2.9 \text{ кг}$$

Расход взрывчатого вещества на один взрыв (на цикл взрывания) составит:

$$Q_{BB} = q \times V = 2.8 \times 39.4 = 110.4, \text{ кг}$$

где, V – объем обуренных пород, м^3 ;

$$V = S_{np} \times l_{ш} \times \eta = 14,6 \times 3.0 \times 0.9 = 39.4 \text{ м}^3$$

где, S_{np} – площадь поперечного сечения выработки в проходке, м^2 ;

$l_{ш}$ – средняя глубина шпуров, принимаемая равной глубине отбойных шпуров, м.

Подвигание забоя за цикл определяется формулой:

$$l_{ц} = l_{ш} \times \eta = 3 \times 0.9 = 2.7 \text{ м}$$

где, $l_{ш}$ – глубина отбойных шпуров, м;

η – коэффициент использования шпуров (КИШ), $\eta = 0.85 - 0.9$.

Количество шпуров на забой:

$$N_{шп} = Q_{BB} / Q_{шп} = 110.4 / 3.3 = 33 \text{ шт}$$

Параметры БВР для очистного забоя

Согласно «Нормам технологического проектирования горнодобывающих предприятий с подземным способом разработки» расчетный удельный расход ВВ принят для очистных забоев 2,65 кг/ м^3 . Применяемое взрывчатое вещество гранулит АС-8. Бурение шпуров производится буровой кареткой типа «Boomer 282».



Рис. 4.4
Буровая каретка Boomer 282.

Рассчитываем объем взрываваемой руды:

$$V = S_{np} \times l_{ш} \times \eta = 40 \times 4.0 \times 0.9 = 144.0 \text{ м}^3$$

где, S_{np} – площадь поперечного сечения камеры $S = 40$, м^2 ;

$l_{ш}$ – средняя глубина шпуров, м.

η – коэффициент использования шпуров (КИШ), $\eta = 0.85 - 0.9$.

Расход взрывчатого вещества на один взрыв составит:

$$Q_{ВВ} = q \times V = 2.65 \times 144 = 382, \text{ кг}$$

Определяем массу заряда ВВ в одном шпуре:

$$Q_{ВВ \text{ шп}} = (\pi \times d^2 / 4) \times \rho_{ВВ} \times l = (3.14 \times 0,045^2 / 4) \times 1200 \times 4 = 7.6 \text{ кг}$$

Количество шпуров на забой:

$$N_{шп} = Q_{ВВ} / Q_{шп} = 382 / 7.6 = 50 \text{ шт}$$

Параметры БВР определяются окончательно опытными взрывами.

4.8 Расчет производительности и состав технологического оборудования на проходке горных выработок.

Проектом предусматривается проходка горных выработок и отбойка руды в породах различной крепости и устойчивости.

Удельный расход ВВ определяется с учетом физико-механических свойств пород, энергетических возможностей выбранных видов ВВ, а также условий проведения выработок, т.е. их площади и формы поперечного сечения, ухода забоя (длины заходки) и порядка взрывания зарядов.

4.8.1 Проходческие работы

Производительность комплекса (Пк) зависит от производительности каждой машины:

$$P_k = f(P_b, P_z, P_{пог}, P_d, P_{кр}),$$

т.е. соответственно производительности бурильных машин, зарядчика, погрузки, доставки и крепления. С другой стороны учитывается либо в метрах, либо (м³).

$$P_k = \frac{V}{T_{ц}} = \frac{S_b \times L_{ц}}{T_{ц}} = \frac{14,6 \times 2,7}{5,84} = 6,75 \text{ м}^3/\text{ч}$$

где V - объем отбиваемого массива, м³;

$L_{ц} = l_{ш} \cdot k_{ши} = 3 \cdot 0,9 = 2,7$ - уходка (продвигание) за цикл, м;

$S_b = 14,6$ - площадь поперечного сечения выработки, м²;

$T_{ц}$ - длительность цикла, ч;

Длительность цикла:

$$T_{ц} = T_b + T_z + T_{пог} + T_{п} + T_{пз}$$

$$T_{ц} = 3,4 + 0,16 + 1,4 + 0,43 + 0,25 + 0,2 = 5,84 \text{ ч}$$

где, T_b - время на бурение, ч;

T_z - время на зарядание, ч;

$T_{пог}$ - время на погрузку, ч;

$T_{кр}$ - время на крепление выработки, ч;

$T_{п}$ - подготовку откаточных выработок, ч;

$T_{пз}$ - время на подготовительно-заключительные операции, ч;

Время, затрачиваемое на бурение:

$$T_b = \frac{l_{ш} \times N_{ш}}{P_{техб}} + t_{пз}^1 = \frac{3 \times 40}{37,8} = 3,2 \text{ ч}$$

где $t_{пз}^1$ - время на подготовительно-заключительные операции, ч;

$l_{ш} = 3,0$ - глубина шпура, м;

$N_{ш}$ -число шпуров на забой;

$P_{тех.б}$ -техническая производительность буровой установки, м/ч.

Число шпуров на забой:

$$N_{ш} = \frac{Q_{зах}}{q_{ш}} = \frac{120,6}{3} = 40 \text{ шт}$$

Масса зарядов ВВ шпуров на весь забой:

$$Q_{зах} = q \times V = q \times S_B \times l_{ш} \times k_{ш} = 3,4 \times 14,6 \times 2,7 \times 0,9 = 120,6 \text{ кг}$$

где q - удельный расход ВВ , кг/м³;

S - площадь поперечного сечения выработки, м²;

$k_{шш}$ - коэффициент использования шпура, $k_{шш} = 0,9$;

V - объем отбиваемой горой массы, м³.

Масса заряда ВВ одного шпура:

$$q_{ш} = l_{ш} \times k_{зап} \times \frac{\pi \times d_{п}^2 \times \Delta}{4} = 3 \times 0,7 \times \frac{3,14 \times 0,043^2 \times 1000}{4} = 3,0 \text{ кг}$$

где, $k_{зап} = (0,6 \dots 0,7)$ - коэффициент заполнения шпура;

$d_{п}$ - диаметр патрона, м;

$\Delta = (1000 \dots 1100)$ кг/м³- плотность зарядки.

Техническая производительность буровой установки:

$$P_{тех.б} = 60 \times K_0 \times P_{тех} \times n_б = 60 \times 0,9 \times 0,7 = 37,8 \text{ м/ч}$$

где $K_0 = 0,9$ – коэффициент одновременности работы бурильных машин;

$n_{бм} = 1$ - число бурильных машин на установке .

Эксплуатационная производительность буровой установки:

$$P_{экс} = P_{тех} \times T_{см} \times K_в = 37,8 \times 10 \times 0,6 = 226,8 \text{ м/см}$$

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

$K_B=0,5\dots 0,7$ – коэффициент использования буровой установки в течении смены.

Время заряджания шпуров:

$$T_3 = \frac{V \times q}{\Pi_{ТЗ}} + t_{пз} = \frac{V \times q}{\Pi_{ЭЗ}} = \frac{39,4 \times 3,4}{14} = 0.16 \text{ ч}$$

где $\Pi_{ТЗ}=(6..8)K_{BЗ}=20 \cdot 0,7=14$, кг/мин и $\Pi_{ЭЗ}$ - соответственно техническая и эксплуатационная производительность пневмозарядчика, кг/ч;

$t''_{пз}=(0,15\dots 1)$, ч - время на подготовительно-заключительные операции при заряджании;

$K_{BЗ}=0,8\dots 0,7$ – коэффициент использования пневмозарядчика.

Время проветривания забоя принимается:

$$T_{пр} = (0.3..0.5) \text{ принято } 0,4 \text{ ч.}$$

4.8.2 Расчет производительности и количество погрузочно-доставочных машин на проходческих работах.

Сменная производительность погрузочно-транспортных и погрузочно-доставочных машин, определяется по формуле:

$$Q_{пдм} = \frac{(T - t_{пз} - t_{л}) \times V \times K_3}{(t_o + t_b) \times K_{от} \times K_p} = (600 - 30 - 10) \times 2.2 \times 0.75 / (6.8 + 3) \times 1.05 \times 1.6 = 56.1 \text{ м}^3/\text{см}$$

где $t_{пз}$ – продолжительность подготовительно-заключительные операции зависящая от типа машины и равная 30–70 мин на смену;

$t_{л}$ – личное время рабочего, равное 10 мин;

$K_{от}$ – коэффициент отдыха, равный 1,05;

V – объем кузова или ковша, 2,2 м³;

t_b – время вспомогательных операций, связанных с маневрами машины, штабелевкой горной массы, ее разрыхлением и разбивкой негабаритов, равное 0,8–3 мин/рейс ;

t_o – время основных операций на рейс;

$$t_o = \frac{2 \times L}{V_c} + t_{п} + t_p = (2 \times 100 / 80) + 3.3 + 1 = 6.8 \text{ мин}$$

где L – расстояние транспортирования, в среднем 100 м;

V_c – средняя скорость транспортирования, равная 75–80 м/мин;

t_p – время разгрузки, в среднем равное 1 мин;
 $t_{п}$ – время погрузки, равное для накопления ковша погрузочно-доставочных машин 0,9–1,4 мин, а для погрузочно-транспортных машин:

$$t_{п} = V \times K_z \times t_{ц} / V_k \times K_{z,k} = 7,5 \times 0,9 \times 0,8 / 2,2 \times 0,75 = 3,3 \text{ мин}$$

где V и V_k – соответственно объемы кузова и ковша, м³;
 K_z и $K_{z,k}$ – коэффициенты заполнения кузова 0,9 и ковша 0,75;
 $t_{ц}$ – продолжительность цикла черпания, равная 0,8 мин.
 Объем горной массы за один цикл равен 39,4 м³

$$N = V_{ц} / Q_{пдм} = 39,4 / 56,1 = 0,7 \approx 1 \text{ шт}$$

Транспортировка горной массы ПДМ с забоя до перегрузочной камеры с погрузкой в автосамосвал или до рудоспуска.



Рис.4.5
 Погрузочно-доставочная машина LH115L

4.8.3 Расчет производительности и количество автосамосвалов на проходческих работах.

Техническая производительность автосамосвала определяется по формуле:

$$Q_{тех} = 60 \times V_k \times k_{нк} \times \gamma_p / T_p = 60 \times 7,5 \times 0,9 \times 1,7 / 16 = 43,0 \text{ т/ч} = 15,9 \text{ м}^3 / \text{ч}$$

где, V_k – геометрическая вместимость кузова, $V_k=7,5 \text{ м}^3$;

$k_{нк}$ – коэф. наполнения кузова, $k_{нк} = 0,9$;

γ_p – объемный вес горной массы в разрыхленном состоянии, $\gamma_p = 1,7 \text{ т/м}^3$

T_p – время рейса автосамосвала, мин.

Время рейса автосамосвала:

$$T_P = t_{\text{погр}} + t_{\text{раз}} + t_{\text{ож}} + t_{\text{гр}} + t_{\text{пор}} = 6,8 + 1 + 1 + 4,3 + 2,9 = 16 \text{ мин}$$

Время движения груженого и порожнего автосамосвалов определяется по формулам:

$$t_{\text{гр}} = L_{\text{гр}} / v_{\text{ср,гр}} = 500/117 = 4,3 \text{ мин}$$

$$t_{\text{пор}} = L_{\text{пор}} / v_{\text{ср,пор}} = 500/175 = 2,9 \text{ мин}$$

где, $L_{\text{гр}}$ и $L_{\text{пор}}$ – расстояние преодолеваемое груженой и порожней машиной, м;

$v_{\text{ср,гр}}$ и $v_{\text{ср,пор}}$ – средняя скорость груженой и порожней машины $v_{\text{ср,гр}} = 167 \text{ м / мин}$ и $v_{\text{ср,пор}} = 250 \text{ м / мин}$.

$$v_{\text{ср,гр}} = k \times v_{\text{гр}} = 0,7 \times 167 = 117 \text{ м / мин}$$

$$v_{\text{ср,пор}} = k \times v_{\text{пор}} = 0,7 \times 250 = 175 \text{ м / мин}$$

здесь $k=0,7-0,8$ – коэффициент, учитывающий снижение скорости в зависимости от состояния дороги, числа поворотов, интенсивности и дальности транспортирования; $v_{\text{гр}}$, $v_{\text{пор}}$ – механические скорости движения груженой и порожней машины, м/мин.

Эксплуатационная производительность автосамосвала:

$$Q_{\text{экс}} = Q_{\text{тех}} \times T_{\text{см}} \times k_{\text{исп}} = 15,9 \times 10 \times 0,6 = 95,4 \text{ м}^3 / \text{см}$$

Объем горной массы за один цикл равен $39,4 \text{ м}^3$

Количество автосамосвалов составит:

$$N = V_{\text{ц}} / Q_{\text{экс}} = 39,4 / 95,4 = 0,4 = 1 \text{ шт}$$



Рис.4.6
Автосамосвал Sandvik TH315
грузоподъемностью 15 т.

4.9 Транспортировка руды

Исходя из схемы вскрытия и организации работ, предусматривается следующий порядок выполнения погрузочно-транспортных работ на шахте:

- погрузка отбитой руды из рабочих забоев и доставка руды погрузочно-доставочными машинами к перепускным рудоспускам.
- погрузка отбитой руды из рабочих забоев в автосамосвал погрузочно-доставочными машинами и доставка руды автосамосвалом на гору до бункера обогатительной фабрики или до рудного склада на поверхности.

4.9.1 Расчет производительности и количества автосамосвалов на добыче руды.

Техническая производительность автосамосвала определяется по формуле:

$$Q_{\text{тех}} = 60 \times V_k \times k_{\text{нк}} \times \gamma_r / T_p = 60 \times 7.5 \times 0.9 \times 1.7 / 26.8 = 25.7 \text{ т/ч}$$

где, V_k – геометрическая вместимость кузова, $V_k=7,5$ м³;

$k_{\text{нк}}$ – коэф. наполнения кузова, $k_{\text{нк}} = 0,9$;

γ_r – объемный вес горной массы в разрыхленном состоянии, $\gamma_r = 1,7$ т/м³

T_p – время рейса автосамосвала, мин.

Время рейса автосамосвала:

$$T_p = t_{\text{погр}} + t_{\text{раз}} + t_{\text{ож}} + t_{\text{гр}} + t_{\text{пор}} = 3,4 + 1 + 1 + 12,8 + 8,6 = 26,8 \text{ мин}$$

Время погрузки автосамосвала:

$$t_{\text{погр}} = 60 \times V_k \times k_{\text{нк}} \times \gamma / Q_{\text{тех}} = 60 \times 7.5 \times 0.9 \times 2.7 / 325 = 3.4 \text{ мин}$$

где, $Q_{\text{тех}}$ – техническая производительность погрузочной машины, $Q_{\text{тех}} = 325$ т / ч.

Время движения груженого и порожнего автосамосвалов определяется по формулам:

$$t_{\text{гр}} = L_{\text{г}} / v_{\text{ср,г}} = 1500 / 117 = 12,8 \text{ мин}$$

$$t_{\text{пор}} = L_{\text{пор}} / v_{\text{ср,пор}} = 1500 / 175 = 8,6 \text{ мин}$$

где, $L_{\text{г}}$ и $L_{\text{пор}}$ – расстояние преодолеваемое груженой и порожней машиной, м;

$v_{\text{ср,г}}$ и $v_{\text{ср,пор}}$ – средняя скорость груженой и порожней машины $v_{\text{ср,г}} = 167$ м / мин и $v_{\text{ср,пор}} = 250$ м / мин.

$$v_{\text{ср,г}} = k \times v_{\text{г}} = 0,7 \times 167 = 117 \text{ м / мин}$$

$$v_{\text{ср,пор}} = k \times v_{\text{пор}} = 0,7 \times 250 = 175 \text{ м / мин}$$

здесь $k=0,7-0,8$ – коэффициент, учитывающий снижение скорости в зависимости от состояния дороги, числа поворотов, интенсивности и дальности транспортирования; $v_{\text{г}}$, $v_{\text{пор}}$ – механические скорости движения груженой и порожней машины, м/мин;

Эксплуатационная производительность автосамосвала

$$Q_{\text{экс}} = Q_{\text{тех}} \times T_{\text{см}} \times k_{\text{исп}} = 25,7 \times 10 \times 0.6 = 154.2 \text{ т / см}$$

Количество автосамосвалов в смену:

$$N = V_{\text{д}} / Q_{\text{экс}} = 479,4 / 154,2 = 3.1 = 3 \text{ шт}$$

4.9.2 Расчет производительности и количество погрузочно-доставочных машин на добычных работах.

Сменная производительность погрузочно-транспортных и погрузочно-доставочных машин, определяется по формуле:

$$Q_{\text{пдм}} = \frac{(T - t_{\text{пз}} - t_{\text{л}}) \times V \times K_3}{(t_0 + t_{\text{в}}) \times K_{\text{от}} \times K_{\text{р}}} = (600 - 30 - 10) \times 3 \times 0.75 / (3.4 + 2) \times 1.05 \times 1.6 = 139$$

$$\text{м}^3/\text{см} = 361.4 \text{ т / см}$$

где $t_{\text{пз}}$ – продолжительность подготовительно-заключительные операции зависящая от типа машины и равная 30–70 мин на смену;

t_l – личное время рабочего, равное 10 мин;
 $k_{от}$ – коэффициент отдыха, равный 1,05;
 V – объем кузова или ковша, 3,0 м³;
 $t_{в}$ – время вспомогательных операций, связанных с маневрами машины, штабелевкой горной массы, ее разрыхлением и разбивкой негабаритов, равное 0,8–3 мин/рейс ;
 t_o – время основных операций ;

$$t_o = t_{п} + t_p = 2.4 + 1 = 3.4 \text{ мин}$$

где L – расстояние транспортирования, в среднем 150 м;
 v_c – средняя скорость транспортирования, равная 75–80 м/мин;
 t_p – время разгрузки, в среднем равное 1 мин;
 $t_{п}$ – время погрузки, равное для накопления ковша погрузочно-доставочных машин 0,9–1,4 мин, а для погрузочно-транспортных машин:

$$t_{п} = V \times K_z \times t_{ц} / V_k \times K_{з.к} = 7,5 \times 0,9 \times 0,8 / 3,0 \times 0,75 = 2,4 \text{ мин}$$

где V и V_k – соответственно объемы кузова и ковша, м³;
 K_z и $K_{з.к}$ – коэффициенты заполнения кузова 0,9 и ковша 0,75;
 $t_{ц}$ – продолжительность цикла черпания, равная 0,8 мин.
 Объем руды за один цикл равен 479 т /см

Количество ПДМ в смену:

$$N = Q_{см} / Q_{ПДМ} = 479 / 361,4 = 1,3 \approx 1 \text{ шт}$$



Рис.4.7
 Погрузочно-доставочная машина LH115L

4.10 Вентиляция и комплексное обеспыливание

Расчет требуемого количества воздуха, необходимого для проветривания подземных горных выработок рудника «Бакенное», произведен в соответствии со следующими методическими пособиями: «Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы», «Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий с подземным способом разработки (методические рекомендации)», «Временное методическое пособие по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания рудников и шахт».

Требуемый расчет воздуха для добычных и горно-проходческих работ определяется по следующим факторам: по наибольшему количеству людей, по пылевому фактору, по газам от взрывных работ, по минимально допустимой скорости движения воздуха, по выхлопным газам от работ самоходных установок с дизельным приводом и принимается к расчету максимальное значение из этих факторов.

4.10.1 Расчёт потребного количества воздуха

Исходными данными для расчетов количества воздуха являются: годовая производительность рудника, применяемая система разработки, используемый комплекс горно-шахтного оборудования и самоходных установок с дизельным приводом, режим работы рудника и схема вскрытия шахтного поля.

Исходные данные:

Годовая производительность – 350000 т / год

Применяемая система разработки – камерно-столбовая система разработки

Транспортировка руды на поверхность – автосамосвалом Sandvik TH315, погрузочно-доставочная машина Sandvik LH307

Транспортировка горной породы из

проходческих забоев - погрузочно-доставочной машиной LH115L, автосамосвалом Sandvik TH315

Принятый комплекс самоходной техники:

а) для очистных работ:

– погрузочно-доставочная машина Sandvik LH307 (150 л.с.) – 1ед;

- автосамосвал Sandvik TH 315 (252 л.с.) - 1ед;

- буровая каретка Boomer 282 – 1ед;

б) для горно-подготовительных работ:

- погрузочно-доставочная машина Sandvik LH115L (115 л.с.) – 1ед;
- автосамосвал Sandvik TH 315 (252 л.с.) - 1ед;
- Буровая каретка Boomer S1D – 1ед;

Количество воздуха, необходимое для проветривания очистных и проходческих забоев.

По наибольшему числу людей, занятых одновременно на подземных работах, расчёт выполняется по формуле:

$$Q_1 = q_{\text{ч}} * Z/60 = 50 * 6/60 = 5, \text{ м}^3/\text{с}$$

где, $q_{\text{ч}}$ – норма воздуха на одного человека, составляющая 6 м³/мин;

Z – наибольшее число людей, одновременно находящихся в забое в смену, человек.

По пылевому фактору для сквозных или камерных выработок расчёт выполняется по формуле :

$$Q_2 = J * b_1 / K_{\text{T}} * (n - n_{\text{вх}}) = 11 * 0.5 / (2 - 0.6) = 4.6, \text{ м}^3/\text{с}$$

где, J – интенсивность пылевыделения (мг/с), принимается по табличным данным методик;

b_1 – коэффициент, учитывающий снижение пылевыделения при применении средств гидрообеспыливания;

K_{T} – коэффициент полезного действия струи, при расчёте воздуха по пылевому фактору для сквозных или тупиковых выработок $K_{\text{T}}=1$;

n – ПДК по пыли на рабочих местах, мг/м³,

$n_{\text{вх}}$ –запылённость во входящей вентиляционной струе, мг/м³, определяется из соотношения: $n_{\text{вх}}=0,3*n$.

По минимальной скорости движения воздуха расчёт выполняется по формуле :

$$Q_3 = 60 * v_{\text{min}} * S = 0.5 * 14.6 = 7,3, \text{ м}^3/\text{с}$$

где, v_{min} – минимально допустимая скорость движения воздуха в выработке, м/с

S – площадь поперечного сечения выработки, м².

В соответствии с требованиями ЕПБ для расчета приняты следующие минимальные скорости движения воздуха по выработкам:

0,5 м/с – в очистных забоях;

0,25 м/с – в выработках, где производятся горно-проходческие работы;
0,15 м/с – в эксплуатируемых выработках действующих горизонтов.

По выделению выхлопных газов при работе самоходного оборудования с ДВС расчет выполняется по формуле:

$$Q_4 = q_{\text{л.с.}} * K_o / 60 * \Sigma(N * n) * (K_p * K_{\text{ут.тр}}) = 5 * 0.85 / 60 * (123 * 4) * (1.43 * 1.06) = 52.8, \text{ м}^3/\text{с}$$

где, $q_{\text{л.с.}}$ – норма подачи свежего воздуха на единицу мощности ДВС, равная 5,0 м³/мин на 1 л.с;

k_o – коэффициент одновременности работы самоходной техники;

n – количество машин с ДВС одинаковой мощности, работающих одновременно;

N – мощность ДВС машин, работающих одновременно, л.с;

K_p – коэффициент рециркуляции;

$K_{\text{ут.тр}}$ – коэффициент утечки трубопровода.

По газам, образующимся при взрывных работах в очистных забоях, расчет выполняется по формуле:

$$Q_4 = 2.32 / K_T * t * 60 * \sqrt[3]{A * b * V_k^2} = 2.32 / 0.5 * 60 * 30 \sqrt[3]{477 * 31 * 234256} = 176.5 \text{ м}^3/\text{с}$$

где, A – количество одновременно взрываемого ВВ, кг

t – время проветривания после массового взрыва, мин;

b – газовость данного типа ВВ (л/кг), принимается при использовании непридохранительных ВВ высокой работоспособности по крепким породам – 100 л/кг; при использовании непридохранительных ВВ средней работоспособности и предохранительных ВВ по рудам средней крепости и нерудным массивам – 35 л/кг; при использовании предохранительных ВВ по сульфидным рудам – 60 л/кг

V_k – объем загазованных выработок, м³.

$K_T=0,5$ - коэффициент турбулентной диффузии.

По газам, образующимся при взрывных работах в нарезных и подготовительных выработках.

$$Q_3^n = \frac{2,25}{60 \cdot t} \sqrt[3]{\frac{A \cdot B \cdot S^2 \cdot K_{об} \cdot L^2}{K_{ут}^2}} = 2,25 / 60 * 30 * \sqrt[3]{\frac{110,4 * 40 * 213,2 * 0,8 * 160000}{1,7}} = 5,13 \text{ м}^3/\text{с}.$$

где A=110.4 кг – масса взрываемого заряда ВВ;
B=40 л/кг – газовость ВВ;
S=14,6 м² – сечение выработок;
L=400 м – длина тупиковой части выработки;
K_{ут} = 1,32 – коэффициент утечек воздуха в трубопроводе;
K_{об}=0,8 – коэффициент обводненности.

Внутришахтные утечки

$$Q_6 = 10 \text{ м}^3/\text{с}.$$

К дальнейшему расчёту принимается наибольшее из количеств воздуха (Q1–Q6), полученных при расчётах по различным факторам.

Общее количество воздуха, необходимое для проветривания подземных выработок рудника

$$Q_{ш} = K * (Q1 + Q2 + Q3 + Q4 + Q5 + Q6) = 1,05 * (5 + 4,6 + 7,3 + 52,8 + 176,5 + 5,3 + 10) = 261,3 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Для дальнейших расчетов принимаем Q_ш=261.3 м³/с. Данный объем воздуха должен подаваться для проветривания подземных горных выработок рудника при отработке запасов с производительностью 350 тыс/год.

4.10.2 Схема проветривания рудника

Для проветривания горных выработок при отработке запасов месторождения Бакенное принят нагнетательный способ и фланговая схема проветривания.

Свежий воздух подается по штольне «Капитальная» и «Вспомогательная» на горизонты 440 м, 500 м, загрязненный воздух выдается через вентиляционные восстающие на поверхность. Распределение воздуха по выработкам предусматривается выполнять с устройством вентиляционных дверей и перемычек.

4.10.3 Мероприятия по обеспыливанию рудничной атмосферы

Силикозоопасность руд учтена в проекте при расчетах вентиляции шахты и разработке мероприятий комплексного обеспыливания производственных процессов.

Для оздоровления рудничной атмосферы предусматривается комплекс мероприятий по борьбе с пылью:

- обеспечение подачи в шахту и на рабочие места требуемого количества воздуха для проветривания;
- бурение шпуров с промывкой водой;
- орошение забоя перед взрыванием и отбитой руды перед уборкой;
- применение туманообразователей типа ТЭТ-1 или других типов эжекторов на проходческих работах;
- пылеподавление самоходными поливочными машинами типа ППМ в транспортных штреках;
- проходка вентиляционных восстающих с рудного горизонта на вентиляционный горизонт для отвода загрязненного воздуха с горно-проходческих и очистных работ на исходящую струю;
- забор пробы воздуха для анализа на запыленность в силикозоопасных забоях не реже двух раз в квартал, в других забоях и местах пылеобразования – один раз в квартал в соответствии с «Инструкцией по определению запыленности рудничного воздуха»;
- наличие в отделе ПВС шахты специального «Журнала учета результатов анализов проб воздуха на запыленность»;
- оснащение всего горного оборудования, в процессе эксплуатации которого образуется пыль, исправно действующими пылеподавляющими и пылеулавливающими устройствами.

В забой, где будут работать самоходные машины с дизельными двигателями внутреннего сгорания, следует подавать свежий воздух в количестве, обеспечивающем снижение концентрации вредных продуктов выхлопа в рудничной атмосфере до санитарных норм, но не менее 5 м³/мин на 1 л.с. номинальной мощности дизельных двигателей. Контроль должен производиться не реже двух раз в месяц.

Борьба с рудничной пылью является одной из основных технических задач по созданию нормальных санитарно-гигиенических условий труда для рабочих, занятых как на подземных работах. В этой связи предусматривается проветривание забоя в течение всего рабочего времени вентиляторной установкой местного проветривания; мокрое бурение и орошение горной массы при погрузочно-разгрузочных операциях; применение средств индивидуальной защиты – противоаэрозольных бесклапанных респираторов типа «Лепесток» (ШБ-1) или Ф-62М.

Выработка, проветриваемая после взрывных работ, должна быть ограждена предупредительными сигналами с надписью «Вход запрещен, забой проветривается».

Перед допуском рабочих в забой ядовитые продукты взрыва должны быть разжижены не более чем до 0,008 % по объему при пересчете на условную окись углерода.

4.10.4 Выходы на поверхность

Основным выходом на поверхность рудника являются порталы устьев штолен «Капитальная» и «Вспомогательная», а также вент. ходовые восстающие горизонтов пройденные на поверхность.

4.11 Водоснабжение.

Снабжение водой подземных потребителей производится по пожарно-оросительному трубопроводу диаметром 100мм, проложенному по всем выработкам подземного рудника и оборудованном однотипными противопожарными кранами, расположенными согласно «Инструкции по противопожарной защите шахт» (ППБРК). Участок пожарно-оросительного трубопровода, проложенный по поверхности, имеет теплоизоляцию для предохранения от замерзания при отрицательных температурах воздуха в зимнее время.

Для пылеподавления при бурении и погрузке горной массы используются шахтные воды после предварительной очистки. С этой целью у водосборников предусматриваются специальные водоочистительные устройства. Для тушения подземных пожаров используются шахтные воды, подаваемые насосами водоотливных установок непосредственно в пожарно-оросительный трубопровод. Подключение водоотливных ставов к пожарно-оросительному трубопроводу производится в месте сопряжения ходка в насосную.

4.12 Пожаротушение

Пожаротушение в подземном руднике предусматривается пожарными кранами.

Пожарные краны размещаются согласно требованиям ППБ РК:

- у камер на расстоянии 10 м со стороны поступающей струи воздуха;
 - у ходка в склад взрывчатых материалов;
 - у пересечений и ответвлений подземных выработок;
 - в горизонтальных выработках – через 200 м;
 - в тупиковых выработках длиной более 50 метров – через каждые 50 м.
- Рядом с пожарным краном устанавливается ящик, укомплектованный:

стволом со спрыском , рукавом длиной 20 м, снабженный с обоих концов соединительными головками.

4.13 Водоотлив

Системой водоотлива предусматривается устройство:

- самотечных водоотливных канавок во вскрывающих наклонных выработках и на промежуточных горизонтах;

Самотечные водоотливные канавки осуществляют сбор воды, поступающей в подземные выработки, и транспортировку воды к водосборнику водоотливной установки.

Сечения водоотливных канавок для пропуска воды зависят от расхода воды, уклона выработки и шероховатости стенок канавок.

Схема главного водоотлива одностадийная, предусматривает сбор и подъем воды из горных выработок на поверхность.

Водосборники предназначены для сбора, осветления и аккумуляирования воды. Осветление воды предусмотрено за счет выпадения взвесей.

Аккумуляирование притока воды осуществляется в период:

- непосредственного увеличения притока;
- остановки работы насосов (плановое или неплановое).

Водосборник состоит из двух независимых друг от друга выработок.

Емкость выработок рассчитывается:

- для временных участковых водоотливных установок - на двухчасовой приток воды;
- для главных водоотливных установок - на четырехчасовой нормальный приток воды.

Водосборники должны систематически очищаться (загрязнение водосборника более чем на 30 % его объема не допускается).

4.14 Меры охраны поверхностных объектов и горных выработок от вредного влияния подземных разработок

Согласно «Временным правилам охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных выработок месторождений руд цветных металлов с неизученным процессом сдвижения горных пород» эксплуатируемые здания, сооружения и инженерные сети, расположенные в зоне влияния горных разработок, подлежат охране от вредного влияния горных работ.

Для охраны объектов от вредного влияния подземных горных разработок применяют следующие меры:

- оставление предохранительных целиков необходимых размеров;

- горные, предотвращающие или уменьшающие деформации толщи пород и земной поверхности;

- конструктивные, уменьшающие вредное влияние подземных горных разработок;

- временное изменение характера эксплуатации подрабатываемого объекта на период опасных деформаций или перемещение его на неподрабатываемые участки.

Горные меры охраны предусматривают применение определенного порядка и последовательности выемки запасов под охраняемыми объектами, неполную по площади выемку руды.

Конструктивные меры позволяют сохранить или продлить срок эксплуатации сооружений в мульде сдвижения при деформациях основания, превышающих допустимые значения для данных сооружений.

Основной мерой охраны вскрывающих выработок, зданий и сооружений промплощадок рудника является их расположение вне пределов предполагаемой зоны сдвижения от подземной разработки.

Горизонтальные и восстающие выработки, проходимые по руде, следует располагать на контакте с более устойчивыми вмещающими породами, избегая мест, ослабленных тектоническими нарушениями.

В качестве вспомогательной меры охраны с целью своевременной корректировки принятых горных и конструктивных мер охраны, необходимо маркшейдерской службе рудника вести систематические визуальные и инструментальные наблюдения за сдвижением горных пород и земной поверхности в соответствии с «Инструкцией по наблюдениям за сдвижением горных пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений». Геомеханической службой рудника должны проводиться инструментальные наблюдения за сдвижением горных пород и земной поверхностью.

4.15 Рациональное и комплексное использование недр

Разработка месторождения должна вестись в соответствии с требованиями основ законодательства Республики Казахстан о недрах .

Для повышения и качества извлечения полезных ископаемых при производстве горных работ по добыче (разведка, вскрытие, подготовка, отработка и т.д.) на месторождении Бакенное предусматривается проведение мероприятий в полном соответствии с «Едиными правилами по рациональному и комплексному использованию недр...» .

4.15.1 Охрана недр

Основными требованиями в области охраны недр являются:

- обеспечение полного и комплексного геологического изучения недр;

- максимальное извлечение из недр и рациональное использование запасов основных и совместно с ними залегающих полезных ископаемых и содержащихся в них компонентов;

- предотвращение необоснованной и самовольной застройки площадей залегания полезных ископаемых.

Основную часть активных балансовых запасов шахты обрабатываются камерно-столбовой системой .

В соответствии с «Едиными правилами по рациональному и комплексному использованию недр...» при отработке запасов месторождения Бакенное приняты следующие решения по охране недр:

- технологические решения позволяют вовлечь в отработку все активные запасы месторождения;

- при выполнении подготовительных работ обеспечивается проведение эксплуатационной разведки;

- принят нисходящий порядок отработки;

- очистную добычу необходимо вести в соответствии с планом развития горных работ по отработке запасов;

- 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 устранение причин их завышения по отношению к проектным показателям.

При отработке месторождения необходимо выполнять следующие мероприятия:

- 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.

4.15.2 Геолого-маркшейдерское и геомеханическое (геотехническое) обеспечение горных работ

В целях обеспечения полноты выемки запасов и рационального использования недр, необходима организация эффективного геолого-маркшейдерского обслуживания. Основными задачами геологической и маркшейдерской служб шахты являются:

- ведение в полном объеме и на качественном уровне установленной геологической и маркшейдерской документации;
- ведение учета и оценка достоверности показателей полноты и качества извлечения полезных ископаемых при производстве очистных работ;
- выполнение маркшейдерских работ для обеспечения рационального и комплексного использования полезных ископаемых, эффективного и безопасного ведения горных работ, охраны зданий и сооружений от влияния горных разработок;
- ведение наблюдений за сдвижением земной поверхности, массива горных пород;
- обеспечение съемки и замеров в горных выработках, расчеты выемочных мощностей, объемов и количества отбитой рудной массы;
- ведение книг учета добычи и потерь по каждой выемочной единице, координация и оценка всех видов геолого-маркшейдерских работ по определению исходных данных;
- своевременная подготовка обосновывающих материалов к списанию отработанных участков. Списание запасов полезных ископаемых с учета недропользователя ведется в соответствии с «Положением о порядке списания запасов полезных ископаемых с учета организаций», отражается в геологической и маркшейдерской документации отдельно по элементам учета и вносится в специальную книгу списания запасов организаций.

Учет добываемых и оставляемых в недрах запасов полезных ископаемых

На руднике должен быть организован тщательный учет движения запасов полезных ископаемых, как одно из важнейших условий рационального использования минерального сырья и планомерной работы горнодобывающих предприятий.

По периодичности, целевому назначению, формам отчетности различают государственный и текущий учет полезных ископаемых.

Основой первичного учёта является оперативный учёт запасов по выемочным единицам и использование данных геолого-маркшейдерского учёта добычи, потерь и разубоживания руды.

Учёт запасов по выемочной единице осуществляется согласно паспорту, составленному с учётом горно-геологических условий и в соответствии с проектом её отработки.

Первичный учёт запасов ведётся ежемесячно, как по основным полезным компонентам, так и по попутным, имеющим промышленное значение.

Учёт запасов по степени их подготовленности к добыче производится в соответствии с отраслевой инструкцией по вскрытым, подготовленным и готовым к выемке запасам.

При разработке рудных месторождений выделяются следующие учетные единицы: геологический подсчетный блок, рудное тело, выемочная единица (очистной блок, камера – при подземном способе разработки) с разделением подготовленных запасов на активные и временно неактивные. На основании оперативного учёта состояния и движения запасов полезных ископаемых и производительности горнодобывающего предприятия, геологическая, маркшейдерская и другие службы подготавливают предложения по направлению развития горных работ, обеспечивающих выполнение плана добычи и восполнения вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов в соответствии с установленными для предприятия нормативами.

Количество добытой рудной массы из выемочных единиц устанавливается по данным маркшейдерского замера, преимущественно, прямыми методами маркшейдерских замеров или же на основании результатов маркшейдерских инструментальных съемок, нанесенных на планы или разрезы.

Акт месячного замера горных работ служит исходным документом, который отражает соответствие выполненных работ утвержденным проектам или техническим паспортам, а также изменение запасов в результате проведения очистных работ и всех видов горнопроходческих работ.

Сводный учёт запасов имеет цель получения обобщенных данных о движении запасов в целом по горизонту, участку, месторождению, путём суммирования показателей учёта по выемочным единицам (объектам первичного учёта) и осуществляется ежеквартально по всем действующим, подготавливаемым и разведваемым выемочным единицам.

Отчётный баланс запасов по форме №8 составляется на 1 января каждого года в соответствии с «Инструкцией по учёту запасов полезных ископаемых в месторождениях Единого государственного фонда недр РК и составлению их ежегодного баланса запасов».

Добытой считается кондиционная руда, выданная на поверхность, опробованная и принятая службой ОТК.

Общее количество руды, добытое за отчётный период подземным участком, определяется путём весового учёта.

Паспорт эксплуатационного блока – основной документ, отражающий движение запасов полезных ископаемых в результате проведения очистных и горно-эксплуатационных работ, учитывающий эксплуатационные потери и разубоживание руды при добыче. Кроме того, в паспорте сопоставляются проектные и фактически выполненные объемы горных работ и качественные показатели.

Заполнение паспорта (таблиц и графических приложений) производится геолого-маркшейдерской службой рудника на основе актов месячного замера подземных горных работ, проектов отработки блоков, геологической документации и опробования эксплуатационно-разведочных, горно-подготовительных, нарезных выработок и очистных работ.

При временном складировании добытой руды в отвалы количество её устанавливается с учётом объёма отгруженной товарной руды, взвешиваемой при отгрузке на фабрику, и остатков руды на складах (отвалах, бункерах и т.д.) на начало и конец отчётного периода.

Масса пробы и число точек отбора проб в транспортных сосудах определяются в зависимости от объёма сосудов, изменчивости содержания в руде полезных компонентов и регламентируются соответствующей инструкцией.

4.16 Санитарно-гигиенические мероприятия и основные меры обеспечения безопасного ведения горных работ.

Руды и породы месторождения Бакенное содержат в своем составе более 10% свободной двуокиси кремния, поэтому относятся к опасным по силикозу.

Для оздоровления рудничной атмосферы предусматривается комплекс мероприятий по борьбе с пылью и доведение до безопасной концентрации вредных компонентов отработавших газов дизельных приводов самоходного оборудования и ядовитых газов взрывчатых веществ. При ведении горных работ в местах интенсивного пылеобразования (погрузочно-разгрузочные работы и т.д.) предусматривается установка пылеотсасывающих систем, подавление пыли с помощью воды.

Доведение содержания токсичных компонентов в отработавших газах дизельных двигателей до санитарных норм осуществляется газоочистителями, установленными на самоходном оборудовании, и путем подачи в шахту соответствующего количества свежего воздуха для проветривания.

При использовании буровой установки «Robbins-73RM» для проходки шурфов необходимо выполнить следующие меры обеспечения безопасного ведения горных работ:

- перед началом горных работ произвести комиссионное обследование буровой площадки, подходной выработки и трассы движения людей и оборудования к месту расположения буровой установки под непосредственным руководством ответственного лица рудника (шахты);

- до начала ведения горных работ в шахте необходимо привести в безопасное состояние борта и кровлю подходной выработки и оградить доступ людей и механизмов к месту сбойки скважины с подходной выработкой;

- при расширении пилотной скважины постоянно производить выпуск буровой мелочи из пробуренной части ствола в целях исключения ее зависания;

- не допускать одновременного производства работ по расширению пилотной скважины и уборке буровой мелочи ковшевым погрузчиком;

- для бурения шурфов, оснащаемых аварийным подъемом, необходимо использовать специальную систему вертикального бурения во избежание отклонения направления пилотной скважины.

В холодное время года свежий воздух подогревается до + 2°С.

Доставка людей до рабочих мест и обратно осуществляется специальными автобусами на дизельном ходу.

Все транспортные, камерные выработки и ходовые отделения стволов оборудуются стационарным, а проходческие и очистные забои – переносным освещением.

С целью снижения вредного влияния шума и вибрации рекомендуется при обслуживании работающего оборудования машинистам (операторам) использовать индивидуальные средства защиты (наушники-антифоны, ушные заглушки, рукавицы с двойной прокладкой на ладонях).

Мероприятия, направленные на улучшение технологии ведения горных работ:

- все горные работы производятся при наличии утвержденной проектной документации;

- подготовка и отработка запасов блоков, панелей осуществляется на основе паспортов крепления и управления кровлей подземных горных выработок, утвержденных техническим руководством рудника. Паспорт определяет для каждой выработки и их сопряжений способы крепления, последовательность производства работ. При ухудшении горно-геологических и производственных условий проведение выработок приостанавливается до пересмотра паспорта. Паспорт пересматривается и утверждается в течение суток;

- горнопроходческие работы и очистную добычу в блоках предусмотрено вести с применением самоходного оборудования на всех технологических процессах;

- проходку горных выработок в неустойчивых породах осуществлять только с бурением опережающих скважин для создания разгрузочных щелей;

- в начале смены и в процессе работы вести постоянный контроль за состоянием кровли горных выработок, их оборки и крепления;

- в случаях проявления признаков отслоения и обрушения горной массы, работы останавливаются и люди выводятся в безопасное место. Возобновление работ производится с разрешения главного инженера рудника;

- все взрывные работы выполнять согласно «Технологическому регламенту производственного процесса ведения взрывных работ в подземных условиях на предприятиях» и другими инструктивными документами;

- для обезопасивания кровли и стенок выработок предусматривается механизированный оборщик специального исполнения на дизельном ходу;

- проветривание тупиковых забоев длиной более 10м производить с применением вентиляторов местного проветривания, устанавливаемых в специальных камерах, на свежей струе;

- запрещается доступ в отработанные очистные камеры. Подходные выработки к этим камерам перекрываются;

- в случае временной (свыше суток) остановки работ в очистном забое, принимаются меры по предупреждению обрушений кровли в призабойном пространстве, загазованности забоя. Работы в очистном забое возобновляются после приведения забоя в безопасное состояние с письменного разрешения лица контроля;

- маркшейдерской службе рудника необходимо строго следить за правильностью ведения горных работ по проекту, и не допускать нарушения и отклонения от принятого проектом нисходящего порядка ведения горных работ на подэтажах.

Мероприятия, обеспечивающие безопасную эксплуатацию самоходного оборудования:

- перед запуском двигателя на месте работы машины должна действовать вентиляция;

- в начале смены производить осмотр шин, крепление колес, машины в целом, системы очистки выхлопных газов, затем запустить двигатель, включить фары, проверить тормоза, а у погрузочно-доставочных машин ковш должен быть опущен на почву;

- запрещается оборка кровли и установка штанговой крепи, а также зарядание и взрывание шпуров с ковша погрузочно-доставочных машин;

- движение по выработкам самоходного оборудования должно регулироваться светофорами и стандартными дорожными знаками;

- перевозка людей по выработкам разрешается при наличии разработанных и утвержденных главным инженером рудника маршрутов с указанием времени, скорости движения и только в автобусах, специально оборудованных для перевозки людей;

- в случае остановки самоходного оборудования в наклонной выработке, вследствие технической неисправности, водитель должен принять меры, исключаящие самопроизвольное движение машины: выключить двигатель, затормозить машину и подложить под колеса «башмаки»;

- запрещается запуск двигателя, используя движение самоходного оборудования под уклон.

Вмещающие породы месторождения не склонны к эндогенному возгоранию. Ввиду отсутствия сгораемых видов крепи протяженных выработок, применяемая система разработки является непожароопасной. В горных выработках опасность в пожарном отношении представляют энергосиловые коммуникации, электрооборудование, деревянная крепь восстающих и самоходное дизельное оборудование.

В выработках рудных горизонтов прокладываются водопроводные магистрали для промышленных нужд, которые используются также и для тушения пожаров.

Для оперативности тушения пожаров, своевременной локализации и подавления очагов возгорания, горные выработки оборудуются противопожарными устройствами и оснащаются первичными средствами пожаротушения.

Для хранения противопожарных материалов на рабочих горизонтах предусмотрены склады противопожарных материалов. Для локализации локальных очагов возникновения пожара дополнительно используется мобильная специальная самоходная машина (ППМ) на дизельном ходу.

Камеры горюче-смазочных материалов, подземного склада взрывчатых веществ, имеют обособленное проветривание.

Для целей оповещения, в случае возникновения пожара, предусмотрена мигающая световая сигнализация. Кроме того, используются все предусмотренные виды диспетчерской связи. При отсутствии радиосвязи, телефонные аппараты устанавливаются в выработках рудного горизонта и во всех камерных выработках.

Другие мероприятия по технике безопасности осуществляются в полном соответствии с «Правилами обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы», «Правилами обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих взрывные работы», стандартами безопасности и другими инструктивными материалами.

4.17 Мероприятия по предупреждению чрезвычайных ситуаций

Основные задачи, организация, структура и порядок функционирования системы предупреждения и ликвидации чрезвычайных ситуаций при отработке запасов месторождения Бакенное, ТОО «ГРК Огневский ГОК», разрабатываются администрацией предприятия в соответствии с законом Республики Казахстан и «Положением о Государственной системе предупреждения и ликвидации чрезвычайных ситуаций», утвержденным постановлением Правительства РК от 28 августа 1997г. №1298.

При отработке месторождения должны быть предусмотрены следующие инженерно-технические мероприятия по предупреждению чрезвычайных ситуаций и по взрыво- и пожаробезопасности:

- объединенная диспетчеризация и управление взаимосвязанной системы обеспечения комплексной безопасности;
- системы охранной, противопожарной и тревожно-вызовной сигнализации, громкоговорящая связь, охранное и аварийное освещение, видеонаблюдение;

- организация и обеспечение эвакуации людей в случае возникновения пожарной, взрывной и др. опасностей, угрозы чрезвычайных ситуаций природного и техногенного характера.

Средства и мероприятия по защите людей

1) Мероприятия по созданию и поддержанию готовности к применению сил и средств – техника, находящаяся в осенне-зимний период на базе, должна быть готова в любой момент к выезду на ликвидацию ЧС.

2) Мероприятия по обучению работников - ежеквартальный инструктаж работников шахты, направление работников на курсы, проводимые Областным управлением по госконтролю за ЧС и ПБ.

3) Мероприятия на случай возникновения чрезвычайных ситуаций - промышленным объектом разработан план ликвидации аварий, где подробно рассмотрены мероприятия по защите персонала объекта от ЧС.

В мероприятия по защите персонала объекта в случае аварии входят:

- способы оповещения об аварии всех участков;
- пути выхода из аварийного участка;
- назначение лиц, ответственных за выполнение отдельных мероприятий и расстановка постов безопасности.

4) Порядок действия сил и средств – оповещение руководства предприятия, доставка техники в район ЧС, расчистка завалов.

В соответствии с планами ликвидации аварий производится аварийное отключение оборудования. Оповещение персонала об аварии во всех случаях осуществляется не менее чем двумя независимыми друг от друга способами. В качестве систем аварийного оповещения на рудниках и шахтах республики применяются:

- световая сигнализация (мигание общешахтным освещением);
- ароматическая (подача ароматических веществ в подающую струю воздуха);
- телефонная связь в качестве канала информации об аварии;
- системы позиционирования и поиска персонала.

Выводятся все люди, оказавшиеся в опасной зоне, за ее пределы. Эвакуируются из опасной зоны пострадавшие, при этом в первую очередь выносятся пострадавшие с явными признаками жизни. Организуется место для оказания первой помощи.

Обследуется аварийная зона, проверяется полный вывод людей из нее, и ее границ. Аварийная зона ограждается, по внешним ее границам выставляются посты из проинструктированных рабочих, с целью предупреждения входа в нее людей. Организация тушения пожара возлагается на руководителя организации. Тушение пожара производится в соответствии с оперативным планом.

Руководитель организации:

- организует своевременный вызов свободных сил пожарной охраны;
- обеспечивает из своего запаса средствами пожаротушения, инструментами и инвентарем всех работников предприятия, выведенных на помощь пожарной охране.

После ликвидации аварии производится осмотр и испытание оборудования, элементов конструкций зданий и сооружений.

5 Технологические решения по горному производству

5.1 Инженерно-технические мероприятия по гражданской обороне и по предупреждению чрезвычайных ситуаций природного и техногенного характера

5.1.1 Система оповещения о чрезвычайных ситуациях

1) Локальная система оповещения персонала промышленного объекта и населения.

Цель оповещения - своевременное информирование руководящего состава и населения о возникновении непосредственной опасности чрезвычайной ситуации и о необходимости принятия мер защиты. Для оповещения на предприятии запроектирована локальная система оповещения, которая при эксплуатации должна находиться в исправном состоянии.

Локальная система оповещения позволяет в кратчайшие сроки произвести прогнозирование сложившейся обстановки, осуществить оповещение и принять обоснованное решение по ликвидации аварий.

Локальная система оповещения состоит из: пульта управления (пульт дежурного диспетчера рудника в здании АБК), на котором имеются необходимые справочные данные для оценки обстановки, схема оповещения, инструкция и графическая документация, каналы внутренней и прямой спутниковой телефонной связи, карта района с возможной обстановкой.

Локальная система оповещения включает в себя:

- прямую телефонную связь;
- звуковую сигнализацию;
- световую сигнализацию;
- громкоговорящую связь.

Все виды связи находятся в рабочем состоянии. Ведется регулярный контроль за состоянием и качеством связи, а также осуществляется своевременный ее ремонт.

2) Схемы и порядок оповещения о чрезвычайных ситуациях.

Оповещение персонала объекта и руководящих органов о чрезвычайной ситуации на промышленном объекте происходит согласно плану ликвидации аварии (ПЛА), где приводится схема оповещения и список оповещаемых лиц.

Список должностных лиц, которые должны быть немедленно оповещены о ЧС:

- Уполномоченный орган в области промышленной безопасности - РГУ «Департамент Комитета промышленной безопасности Министерства по чрезвычайным ситуациям Республики Казахстан по Восточно-Казахстанской области»;

- Начальник шахты;
- ВГСО;
- Главный инженер;
- Горный диспетчер;
- Главный механик;
- Главный энергетик;
- Заместитель главного инженера;
- Участковый горнотехнический инспектор;
- Персонал медпункта.

3) Требования к передаваемой при оповещении информации.

Правилами, регламентирующими работу предприятия в области охраны труда, не предусмотрены определенные требования к передаваемой при оповещении об аварии информации.

Согласно ПЛА, установившемуся на предприятии порядку, очевидец ЧС передает руководству, специальным участкам, подразделениям данные о:

- месте и времени аварии;
- характере и масштабе аварии;
- наличии и количестве пострадавших;
- характере ЧС;
- необходимости вызова аварийно-спасательных служб, службы скорой медицинской помощи.

Передаваемая информация должна быть точной, полной, четкой и своевременной, в соответствии с полученным или утвержденным текстом. Какие-либо изменения и дополнения к полученной информации не допускаются. Получаемая и передаваемая информации должны фиксироваться в журнале с отображением полного текста, даты и времени, фамилии лица, получившего или передавшего информацию.

Информация должна содержать время, место и масштаб чрезвычайной ситуации, наличие и количество пострадавших, а также принимаемые меры по локализации и ликвидации возникшей аварийной ситуации.

На каждый из возможных случаев чрезвычайной ситуации имеются заранее заготовленные варианты текстовых сообщений, в которых указывается краткое сообщение о произошедшей ЧС, ее масштабы, рекомендации по защите и правила проведения защитных мероприятий в конкретных условиях и случаях и т.д.

5.1.2 Средства и мероприятия по защите людей

1) Мероприятия по созданию и поддержанию готовности к применению сил и средств.

Создана и поддерживается локальная система оповещения. Проводится обучение персонала способам защиты и действиям при аварии. Создан запас СИЗ и материально-технических средств.

Осуществляется ежесменное поддержание в готовности средств пожаротушения, круглосуточный визуальный надзор за объектами. Имеется автотранспорт для эвакуации людей в случае возникновения ЧС. Техника, находящаяся в осенне-зимний период на базе, должна быть готова в любой момент к выезду на ликвидацию ЧС.

2) Мероприятия по обучению работников

Проводится обучение работников действиям, согласно «Плану предупреждения и ликвидации аварий». Для получения практических навыков, по графику, с персоналом проводятся тренировки по сценариям возможных аварий, изложенных в ПЛА. Проводятся следующие виды инструктажа: вводный, первичный на рабочем месте, повторный, внеплановый и целевой, инструктаж при переводе на другую работу, внеочередной инструктаж в случае аварии. Вновь принятый персонал проходит специальные курсы подготовки.

Всем рабочим под расписку выдается инструкция по безопасным методам работ по их профессиям.

Все рабочие не реже двух раз в год проходят повторный инструктаж по технике безопасности, который проводится участковым техническим надзором.

Осуществляется направление работников на курсы, проводимые Областным управлением по ЧС.

3) Мероприятия по защите персонала

На объекте имеются средства индивидуальной защиты в полном объеме. Материальное обеспечение формирований, как в учебном процессе, так и в готовности к применению, соответствует организационно-штатной структуре. Весь персонал обеспечен спецодеждой согласно специфике производственной деятельности. За шахтой закреплена дежурная автомашина для вывоза людей. На случай возникновения чрезвычайных ситуаций на промышленном объекте разработан план ликвидации аварий, где подробно рассмотрены мероприятия по защите персонала объекта от ЧС.

В мероприятия по защите персонала объекта в случае аварии входят:

- способы оповещения об аварии всех участков;
- пути выхода из аварийного участка;

- вентиляционный режим, обеспечивающий безопасный вывод людей из аварийного участка;

- использование подъемного транспорта для быстрого удаления людей из аварийного участка;

- назначение лиц, ответственных за выполнение отдельных мероприятий, и расстановка постов безопасности;

использование газобезопасных (или камер) и тупиков подземных выработок в качестве временных убежищ;

- использование специальных противопожарных устройств;

- оборудование складов ВМ противопожарными средствами, количество которых установлено проектом.

При нахождении людей в зоне действия поражающих факторов осуществляется немедленная их эвакуация из зоны действия поражающих факторов и оказывается срочная медицинская помощь.

Персонал обучен способам оказания само- и взаимопомощи при возникновении чрезвычайных ситуаций различного характера.

4) Порядок действия сил и средств

При ликвидации чрезвычайных ситуаций на предприятии создается штаб по предупреждению и ликвидации чрезвычайных ситуаций. Ликвидация аварий на объекте проводится согласно “Плану ликвидации аварий” (ПЛА) при поддержке пожарной команды и доставленной техники в район ЧС. В соответствии с ПЛА производится аварийное отключение оборудования, вывод людей, оказавшихся в опасной зоне, за ее пределы, расчистка завалов. Эвакуируются из опасной зоны пострадавшие, при этом в первую очередь выносятся пострадавшие с явными признаками жизни. Организуется место для оказания первой помощи.

Аварийная зона ограждается, обеспечивается охрана опасной зоны, путем выставления по внешним ее границам постов из проинструктированных рабочих с целью предупреждения входа в нее людей. Организация тушения пожара возлагается на руководителя организации. Тушение пожара производится в соответствии с оперативным планом.

Руководитель организации:

- организует своевременный вызов свободных сил пожарной охраны;

- обеспечивает из своего запаса средствами пожаротушения, инструментами и инвентарем всех работников рудника, выведенных на помощь пожарной охране.

После ликвидации аварии производится осмотр и испытание оборудования, элементов конструкций зданий и сооружений.

Сведения о мерах по обеспечению охраны объекта

Для устранения постороннего вмешательства в деятельность шахты администрацией обеспечивается охрана территории.

5.1.3 Мероприятия по повышению устойчивости функционирования объектов и персонала шахты в чрезвычайных ситуациях

Размещения зданий и сооружений на генплане, автомобильные въезды и проезды по территории предприятия выполнены с учетом нормального обслуживания объектов в случае возникновения чрезвычайных ситуаций.

Объемно-планировочные решения зданий и сооружений отделения, огнестойкость строительных конструкций приняты с учетом требований противопожарных норм. Из всех помещений и этажей зданий и сооружений имеется нормируемое количество эвакуационных выходов. Все здания и сооружения обеспечены пожарными и эвакуационными лестницами. В случае возникновения пожара предусматривается его тушения из внутренних и наружных пожарных кранов и гидрантов.

В качестве подъемных установок предусмотрены подземные подъемные установки, изготовление которых, реконструкцию, ремонт, разработку проектов установки подъемных установок, монтажные, наладочные работы и эксплуатацию подземных подъемных установок должны осуществлять аттестованные организации.

После окончания строительных и монтажных работ проводятся наладочные работы, статические и динамические испытания подъемных установок. При положительных результатах испытаний составляется акты технической готовности подъемной установки.

Для проверки правильности распределение воздуха по горизонтам производятся замеры его количества не реже одного раза в месяц (Требования промышленной безопасности при ведении работ подземным способом), а также при всяком значительном изменении вентиляционного режима.

В местах главных входящих и исходящих струй горизонтов должны устраиваться замерные станции.

Не реже одного раза в три года должна производиться депрессионная съемка.

Для распределения воздуха по горизонтам должны составляться вентиляционные планы один раз в полгода с указанием на них движения воздуха, его количества, коммуникаций и средств пожаротушения.

При эксплуатации самоходного оборудования к управлению машинами с двигателями внутреннего сгорания (ДВС) должны допускаться лица, прошедшие обучение при учебно-курсовых комбинатах и получившие специальное удостоверение на право управления машиной.

Машины должны передвигаться по выработкам со скоростью, обеспечивающей безопасность людей и оборудования, но не более 20 км/ч.

В выработках, по которым движутся самоходные машины, должны быть установленные типовые дорожные знаки, регулирующие движение.

Все машины, работающие в подземных выработках, должны иметь номер и быть закреплены за определенными лицами.

На каждую машину должен быть заведен журнал осмотра машины, контроля за эксплуатацией нейтрализатора отработавших газов. Ежедневно, перед началом работы машины, машинистом должно быть проверено техническое состояние машины.

Все вновь поступившие подземные рабочие должны быть ознакомлены с главными и запасными выходами из шахты на поверхность, путем непосредственного прохода от места работы по выработкам к запасным выходам в сопровождении лиц контроля.

Все рабочие должны быть ознакомлены с главными запасными выходами по разработанному и утвержденному плану ликвидации аварий. Повторное ознакомление всех рабочих с запасными выходами проводится лицами контроля через 6 месяцев, а при изменении запасных выходов - немедленно. Каждое ознакомление вновь поступивших, повторное ознакомление всех рабочих с главными и запасными выходами на поверхность должны заноситься в «Журнал инструктажа».

5.1.4 Мероприятия по защите подземных объектов шахты от чрезвычайных ситуаций природного и техногенного характера

В проекте вскрывающие выработки (штольни) и запасные выходы располагаются за зоной сдвижения.

При эксплуатации блоковых рудоспусков, блоковых и перегрузочных породоспусков особое внимание должно быть обращено на недопустимость попадания в них воды, сохранность люковых устройств.

Камеры горючесмазочных материалов, подземных складов ВВ, технического обслуживания самоходного оборудования имеют обособленное проветривание с выводом исходящей струи воздуха по транспортному уклону.

5.1.5 Система обеспечения комплексной безопасности и антитеррористической защищенности

Все вновь поступающие на работу, должны проходить вводный инструктаж, инструктаж на рабочем месте и по профессии. Повторные инструктажи проводятся не реже одного раза в шесть месяцев. Инженерно-технические работники проходят проверку знаний норм и требований промышленной безопасности не реже одного раза в три года в постоянно действующей комиссии рудника. По взрывным работам проверка знаний проводится ежегодно. Постоянно действующая комиссия рудника по проверке знаний норм и требований промышленной безопасности должна проходить аттестацию в Департаменте Министерства труда и социальной защиты

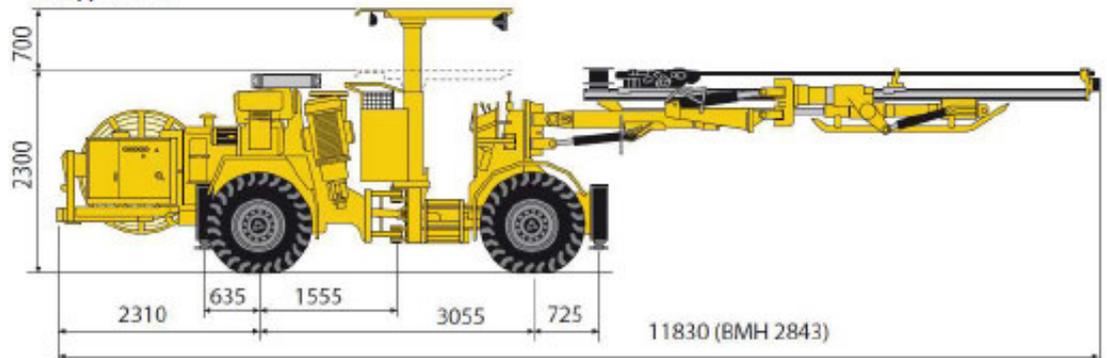
населения по Восточно-Казахстанской области не реже одного раза в три года. В постоянно действующую комиссию должны входить: директор рудника, технический директор рудника, главный технический руководитель по охране труда рудника, главный энергетик рудника, главный механик рудника, начальник отдела технического и инвестиционного планирования рудника.

Список использованных источников.

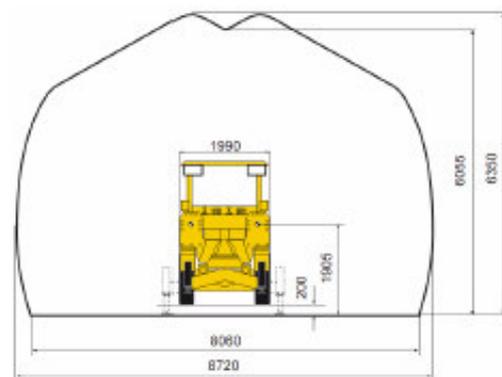
1. Отчет с подсчетом запасов по Бакенному месторождению на 01.04.84 г. ПГО «Востказгеология», 1984 г.
2. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий с подземным способом разработки (методические рекомендации). Согласованы приказом Комитета по государственному контролю за чрезвычайными ситуациями и промышленной безопасностью Республики Казахстан от 4 декабря 2008 года № 46.
3. Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы (приказ Министра по инвестициям и развитию РК от 30.12.2014 г. № 352.)
4. Кодекс РК «О недрах и недропользовании» от 27.12.2017 года № 125-VI ЗРК, с изменениями и дополнениями от 31.08.2022 г.
5. Закон Республики Казахстан «О гражданской защите» от 11 апреля 2014 года №188-V ЗРК, с изменениями и дополнениями от 14.07.2022 г.
6. Единые правила охраны недр (ЕПОН) при разработке месторождений твердых полезных ископаемых, нефти, газа, подземных вод в Республике Казахстан. Утверждены постановлением Правительства РК от 03.04.2015г №190.
7. «Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов» утвержденные Приказом Министра по инвестициям и развитию Республики Казахстан от 20 10. 2017 года № 719
8. Шестаков В.А. Проектирование горных предприятий. – М.: Изд-во МГГУ, 2003г.
9. СН РК 2.03-04-2013 «Подземные горные выработки».
10. СП РК 2.03-106-2013 «Подземные горные выработки».
11. СНиП 3.02.03-84 «Подземные горные выработки».
12. Методические указания по определению размеров камер и целиков при подземной разработке руд цветных металлов», Чита 1986.
13. Временное методическое пособие по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания рудников и шахт» Алма-Ата, 1990 г.

Габаритные размеры

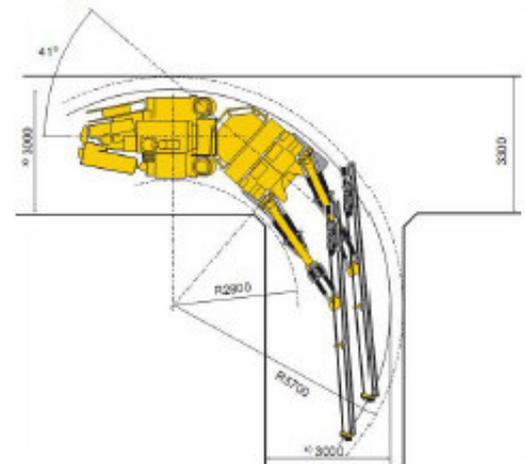
» ВИД СБОКУ



» ЗОНА ОБУРИВАНИЯ



» РАДИУС ПОВОРОТА



ГАБАРИТЫ

мм	Ширину	1 990
	Высота, козырек опущен	2 300
	Высота, козырек поднят	3 000
	Высота с кабиной	3 050
	Длина с податчиком BMH 2843	11 830
	Клиренс	290
	Радиус поворота внешний/внутренний	5 700/2 800

СКОРОСТЬ ПЕРЕДВИЖЕНИЯ

км/ч	По горизонтали	>13
	На уклоне 1:8	>4,5

МАССА

Полная масса (зависит от конфигурации)		
кг	Всего	18 300
	Стреловая часть	12 800
	Моторная часть	5 500

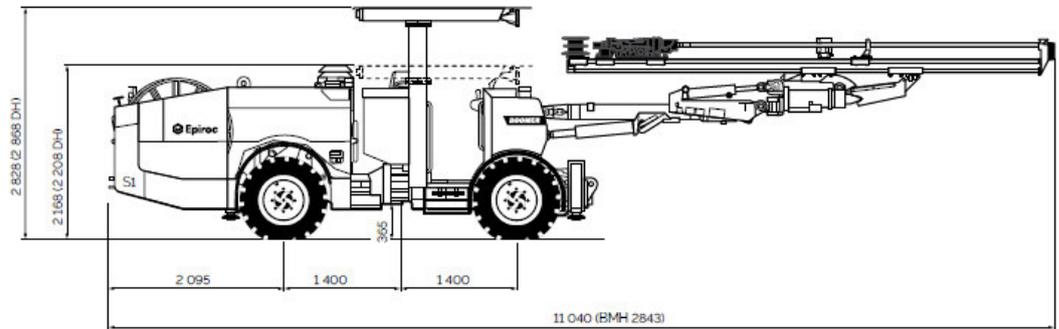
РЕКОМЕНДУЕМЫЙ ТИП И ДЛИНА КАБЕЛЯ

Напряжение	Тип	Сечение, мм ²	Диаметр, мм	Длина, м
380-400 В	H07RN-F	4x95	55	65
	Buflex	3x120+3G25	46	115
440-500 В	H07RN-F	4x70	49	90
	Buflex	3x95+3G16	45	120
550 В	H07RN-F	4x70	49	90
	Buflex	3x95+3G16	45	120
660-690 В	H07RN-F	4x50	44	120
	Buflex	3x50+3G10	43	200
1000 В	H07RN-F	N/A	N/A	N/A
	Buflex	3x50+3G10	33	200

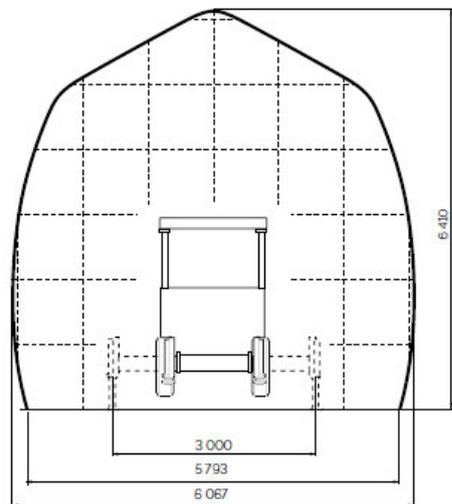
Boomer S1D

Technical specifications

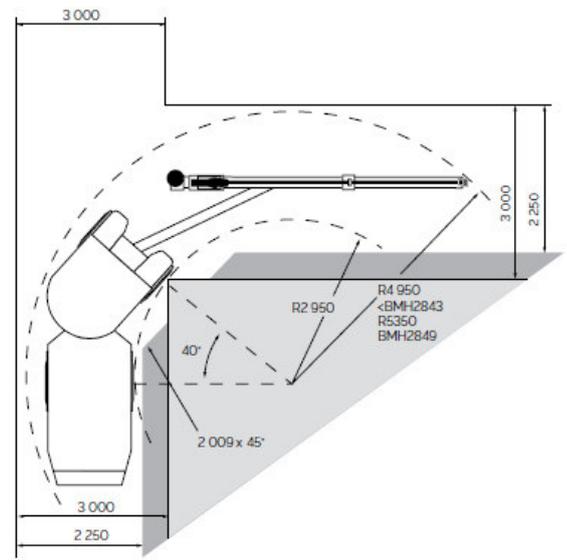
Dimensions in millimeters



Dimension illustration (optional equipment mounted).

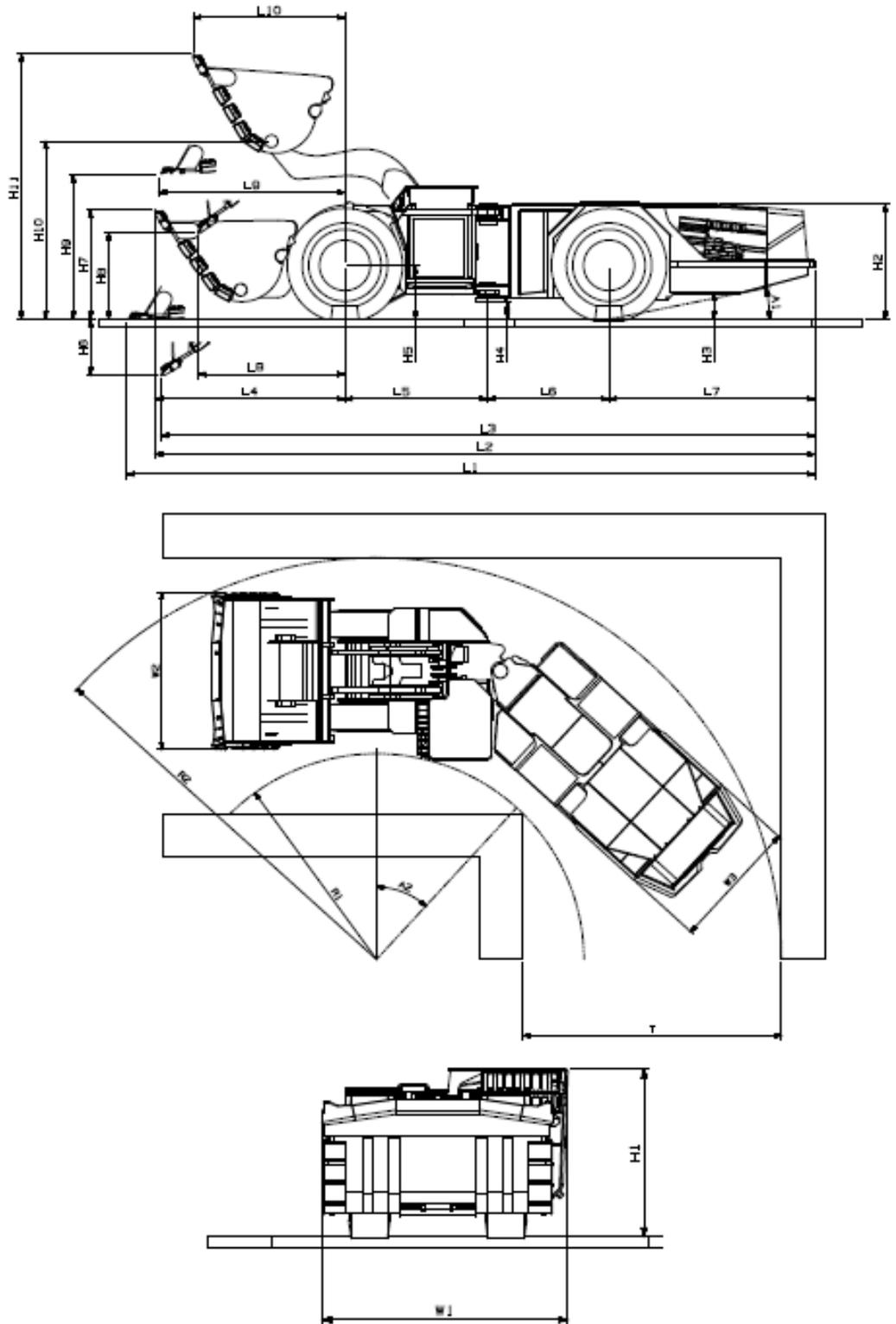


Coverage area 33 m².



Turning radius.

DIMENSIONS

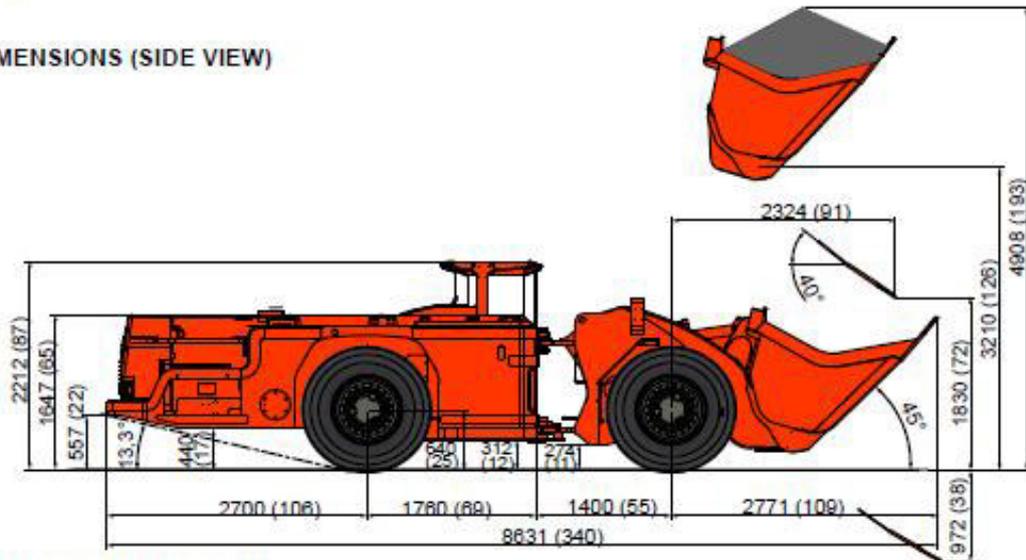


TS3-LH115L-08/ENG/METRIC

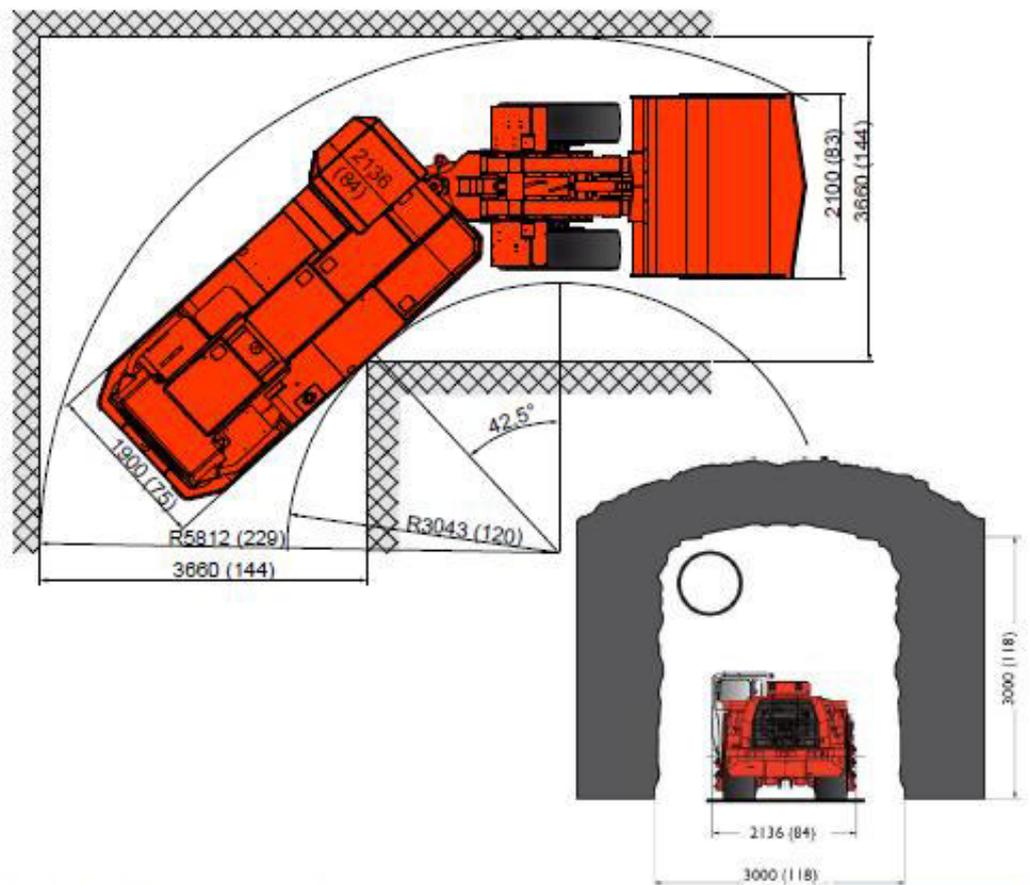
DIMENSIONS

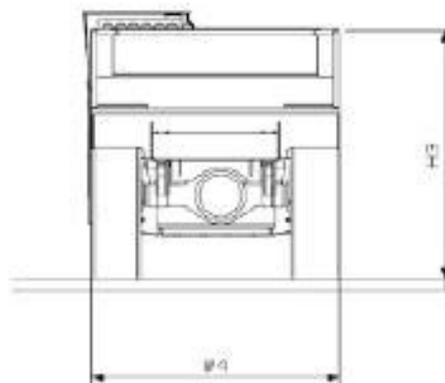
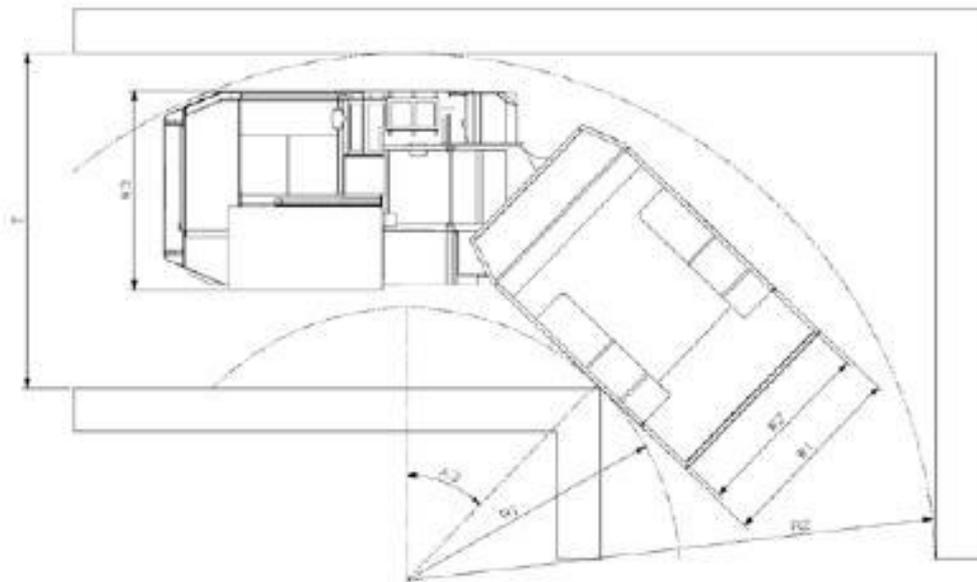
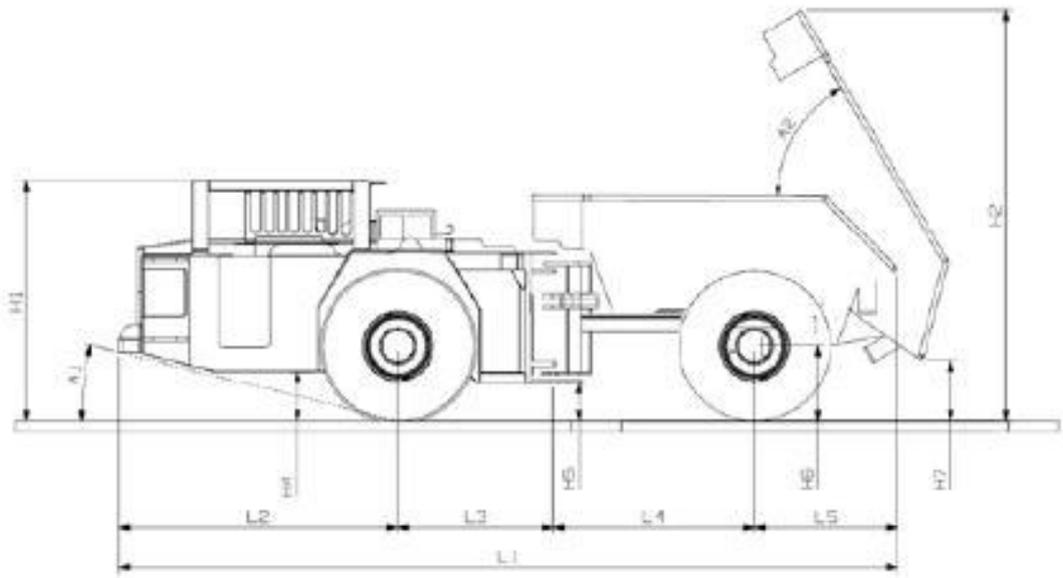
	Standard
Bucket alternatives (m³)	2.2 m³
Lip plate type	Half Arrow
L1 (mm)	8196
L2 (mm)	7864
L3 (mm)	7794
L4 (mm)	2265
L5 (mm)	1703
L6 (mm)	1446
L7 (mm)	2451
L8 (mm)	1750
L9 (mm)	2217
L10 (mm)	1810
H1 (mm), open cabin, STD	1600
H1 (mm), open cabin, Low	1500
H2 (mm)	1380
H3 (mm)	313
H4 (mm)	188
H5 (mm)	650
H6 (mm)	677
H7 (mm)	1310
H8 (mm)	1048
H9 (mm)	1737
H10 (mm)	2185
H11 (mm)	3186
W1 (mm)	2317
W2 (mm)	2181
W3 (mm)	2122
A1	14°
A2	42.5°
R1, left turn (mm)	2853
R2, left turn (mm)	5569
T, left turn (mm)	3552
R1, right turn (mm)	3043
R2, right turn (mm)	5569
T, right turn (mm)	3418

DIMENSIONS (SIDE VIEW)



DIMENSIONS (TOP VIEW)





TS3-TH315-09/ENG/METRIC

DIMENSIONS

	Standard
Dump box alternatives (m ³)	7.5 m ³
Material broken density (kg/m ³) (FF 0.9)	2200 kg/m ³
L1 (mm)	7710
L2 (mm)	2768
L3 (mm)	1422
L4 (mm)	2108
L5 (mm)	1412
H1 (mm)	2395
H2 (mm)	4096
H3 (mm)	2238
H4 (mm)	498
H5 (mm)	334
H6 (mm)	750
H7 (mm)	606
W1 (mm)	2207
W2 (mm)	2105
W3 (mm)	2274
W4 (mm)	2207
A1	14°
A2	60°
A3	44°
R1 (mm)	3126
R2 (mm)	6041
T (mm)	3830