

**Министерство индустрии и инфраструктурного развития
Республики Казахстан**

**Товарищество с ограниченной ответственностью
«Алтын Инжиниринг»**

Утверждаю
Директор ТОО «Алтын Инжиниринг» _____
подпись
« » _____ 2022г.



**ПЛАН ГОРНЫХ РАБОТ
по добыче золотосодержащих руд
месторождения Майкаин С в Павлодарской области**

ТОО «TKS Management»

Н. Темирбеков

г. Нур-Султан, 2022 год

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	5
1 ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О МЕСТОРОЖДЕНИИ	6
1.1 Географо-экономическое положение	6
1.2 Краткие сведения об изученности месторождения	8
1.3 Геологическое строение рудного поля.....	10
1.3.1 Стратиграфия.....	10
1.3.2 Структура рудного поля	11
1.4 Краткая геологическая характеристика месторождения.....	12
1.4.1 Инженерно-геологические и горнотехнические условия разработки месторождения	14
1.5 Гидрогеологические особенности месторождения.....	17
1.6 Запасы месторождения	17
1.6.1 Состояние запасов по месторождению «Майкаин С»	18
1.6.2 Запасы месторождения, принятые для проектирования	18
1.7 Дальнейшее направление разведочных работ	19
2 ПРОИЗВОДСТВЕННАЯ МОЩНОСТЬ ПРЕДПРИЯТИЯ, СРОК СЛУЖБЫ И РЕЖИМ РАБОТЫ РУДНИКА	43
2.1 Срок службы рудника	43
2.2 Режим работы рудника	43
3 ВСКРЫТИЕ И ПОДГОТОВКА МЕСТОРОЖДЕНИЯ.....	44
3.1 Принятая схема вскрытия.....	45
3.2 Подготовка месторождения	46
3.3 Определение содержания условного металла	47
3.4 Показатели ценности руды.....	48
4 ТЕХНОЛОГИЯ ДОБЫЧИ РУДЫ.....	49
4.1 Выбор системы разработки	49
4.2 Принципы деления промышленных запасов	49
4.3 Характеристика системы разработки, общие сведения.....	50
4.4 Система разработки с магазинированием руды блоками со шпуровой отбойкой.....	51
4.5 Этажно-камерная система разработки со сплошной выемкой и отбойкой руды скважинами из подэтажных штреков	70
4.6 План подготовки запасов подземного рудника.....	80
4.6.1 Обеспеченность рудника вскрытыми, подготовленными и готовыми к выемке запасами	82
4.6.2 Технология проходки и крепления горных выработок	84
4.7 Механизация горно-капитальных работ	100
4.8 Календарный график отработки месторождения.....	101
4.9 Расчет основного самоходного оборудования	103
4.9.1 Погрузочно-доставочное оборудование	103
4.9.2 Расчет эксплуатационной производительности автосамосвала UK 20 LP	106
4.10 Типовой проект буровзрывных работ при проходке горных выработок	108
4.10.1 Выбор метода буровзрывных работ	108
4.10.2 Выбор ВМ	109
4.10.3 Распределение сечений горных выработок	109
4.10.4 Расчет параметров буровзрывных работ при проходке	110

4.10.5 Проветривание горно-капитальных выработок на первом этапе строительстве рудника.....	115
4.10.6 Организация горнопроходческих работ при капитальном строительстве.....	118
4.11 Отвалообразование	120
5 СНАБЖЕНИЕ РУДНИКА СЖАТЫМ ВОЗДУХОМ.....	125
5.1 Система снабжения сжатым воздухом, применяемое оборудование	125
5.2 Сеть сжатого воздуха.....	126
6 ВОДОСНАБЖЕНИЕ	127
6.1 Источник водоснабжения	127
6.2 Расход воды	127
6.3 Система и схема водоснабжения	128
6.4 Разводящая сеть водопровода.....	128
6.5 Запорная и регулирующая арматура	129
6.6 Диаметры трубопроводов.....	129
6.7 Пожаротушение.....	130
6.8 Пылеподавление.....	131
7 ВОДООТЛИВ	132
7.1 Общие данные	132
7.2 Приток воды.....	132
7.3 Система и схема водоотлива	132
8 ДИСПЕТЧЕРИЗАЦИЯ, АВТОМАТИЗАЦИЯ, СИГНАЛИЗАЦИЯ И СВЯЗЬ.....	140
8.1 Основные функции диспетчерской службы рудника	140
8.2 Системы автоматизации	140
8.3 Связь	140
8.4 Виды сигнализации	141
9 ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ.....	142
9.1 Общие сведения.....	142
9.2 Характеристика электрических нагрузок рудника	142
9.3 Источники электроснабжения	143
9.4 Выбор напряжения подстанций.....	143
9.5 Схема электроснабжения рудника.....	144
9.6 Выбор оборудования.....	144
9.7 Электрические сети высокого напряжения	145
9.8 Конструкция подстанций	145
9.9 Защита от атмосферных перенапряжений	148
9.10 Мероприятия по безопасной эксплуатации электроустановок	148
9.11 Охрана окружающей среды.....	149
9.12 Силовое электрооборудование	149
9.13 Электроосвещение	150
10 ПРОМЫШЛЕННАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ ГОРНЫХ РАБОТ И НА НАЧАЛЬНОМ ЭТАПЕ СТРОИТЕЛЬСТВА НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК.....	152
10.1 Горные работы по строительству отвалов и площадок.....	152
10.2 Взрывные работы на поверхности.....	153
10.3 Проветривание забоя наклонного транспортного съезда.....	155
10.4 Противопожарная защита на площадках уклонов и при начальных этапах строительства.....	156

10.4 Ликвидация пустот	156
11 ГЕНЕРАЛЬНЫЙ ПЛАН ПОВЕРХНОСТИ	160
11.1 Основные решения по генплану и транспорту	160
11.2 Архитектурно-строительные решения	161
12 ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ	164
12.1 Экологические условия разработки	164
12.2 Основные источники и виды воздействия	164
12.3 Прогнозирование и оценка загрязнения атмосферного воздуха	164
12.4 Рекультивация нарушенных земель и природоохранные мероприятия	166
12.5 Прогнозирование воздействия на растительный и животный мир	166
12.6 Требования в области использования и охраны недр	166
12.7 Санитарно-эпидемиологические требования	167
12.8 Прогноз социально-демографических изменений и оценка вероятных аварийных ситуаций	168
13 ПРОМЫШЛЕННАЯ И ПОЖАРНАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ	171
13.1 Охрана труда	171
13.2 Производственная санитария	172
13.3 Техника безопасности	176
13.4 Генеральный план и транспорт	178
13.5 Пожарная безопасность	178
13.6 Мероприятия по охране и рациональному использованию недр	179
14 ЧИСЛЕННОСТЬ ПРОИЗВОДСТВЕННОГО ПЕРСОНАЛА НА ПОДГОТОВИТЕЛЬНО- НАРЕЗНЫХ И ОЧИСТНЫХ РАБОТАХ	184
14.1 Общие решения	184
14.2 Штаты	184
15 ЭКОНОМИКА РУДНИКА	188
15.1 Капитальные затраты на строительство рудника	188
15.2 Заработная плата	189
15.3 Затраты на материалы	191
15.4 Калькуляция себестоимости добычи полезных ископаемых	192
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	193
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	194

ВВЕДЕНИЕ

Основанием для составления настоящего Плана горных работ по добыче золотосодержащих руд месторождения Майкаин С, послужил договор № 07-20 от 03.12.2020г. между ТОО «Алтын Инжиниринг» и ТОО «TKS Management».

В процессе выполнения проектных работ использовались материалы исходных данных для начала проектирования, выданные Заказчиком.

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

Пояснительная записка Плана (Книга 1) состоит из разделов: общие сведения о месторождении, геологическая часть, горная часть.

В первом разделе изложена географо-экономическая характеристика месторождения и изученность месторождения; во втором – геологическое строение района, стратиграфия, структура рудного поля, геологическая характеристика месторождения, инженерно-геологическое описание и гидрогеологические условия, а также данные подсчета запасов и состояния запасов.

В разделе «Горная часть» изложены технологические и технические решения, их обоснование, расчеты процессов подземной разработки месторождения «Майкаин С» и положения проекта по охране недр и геолого - маркшейдерскому обеспечению.

С пятого по девятый разделы выполнены необходимые расчеты и выбраны соответствующие виды горного оборудования электро-механической, технологической части стационарных установок, обеспечивающих бесперебойную работу процессов подземной разработки месторождения. Кроме того, Планом освещены вопросы управления и автоматизации производственных процессов, обеспечивающих безопасную работу и оперативную локализацию возможных аварийных ситуаций.

В пояснительной записке настоящего Плана горных работ предусмотрены мероприятия и рекомендации по безопасности жизнедеятельности работников, охране окружающей среды и пожарной безопасности, в результате исполнения которых будут снижены риски травматизма и загрязнения окружающей среды.

В заключительных разделах проектом рассчитаны численность рабочих, служащих и линейного надзора, а также себестоимость добычи руды подземным способом.

1 ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О МЕСТОРОЖДЕНИИ

1.1 Географо-экономическое положение

Месторождение «Майкаин С» расположено в пределах Майкаинского рудного поля, находится на территории Баянаульского района, Павлодарской области, Республики Казахстан.

Поселок Майкаин расположен на площади рудного поля, находится в 85 км севернее районного центра Баянаул и в 130 км к ЮЗ от г. Павлодара. С населенными пунктами, а также с г. Экибастузом поселок Майкаин связан асфальтированными дорогами. Кроме того, п. Майкаин связан через станцию Ушкұлын отдельной веткой с железнодорожной линией Павлодар-Астана.

Окрестности п. Майкаин представляют собой холмистую степь с большим количеством засоленных котловин и горько-соленых озер.

Абсолютные отметки наиболее высоких точек не превышает 300 м. Наименьшая высота 235 м. Многочисленные сопки (Большой и Малый Майкаин) сложены кварцитами и окварцованными породами, вытянутые в северо-восточном направлении.

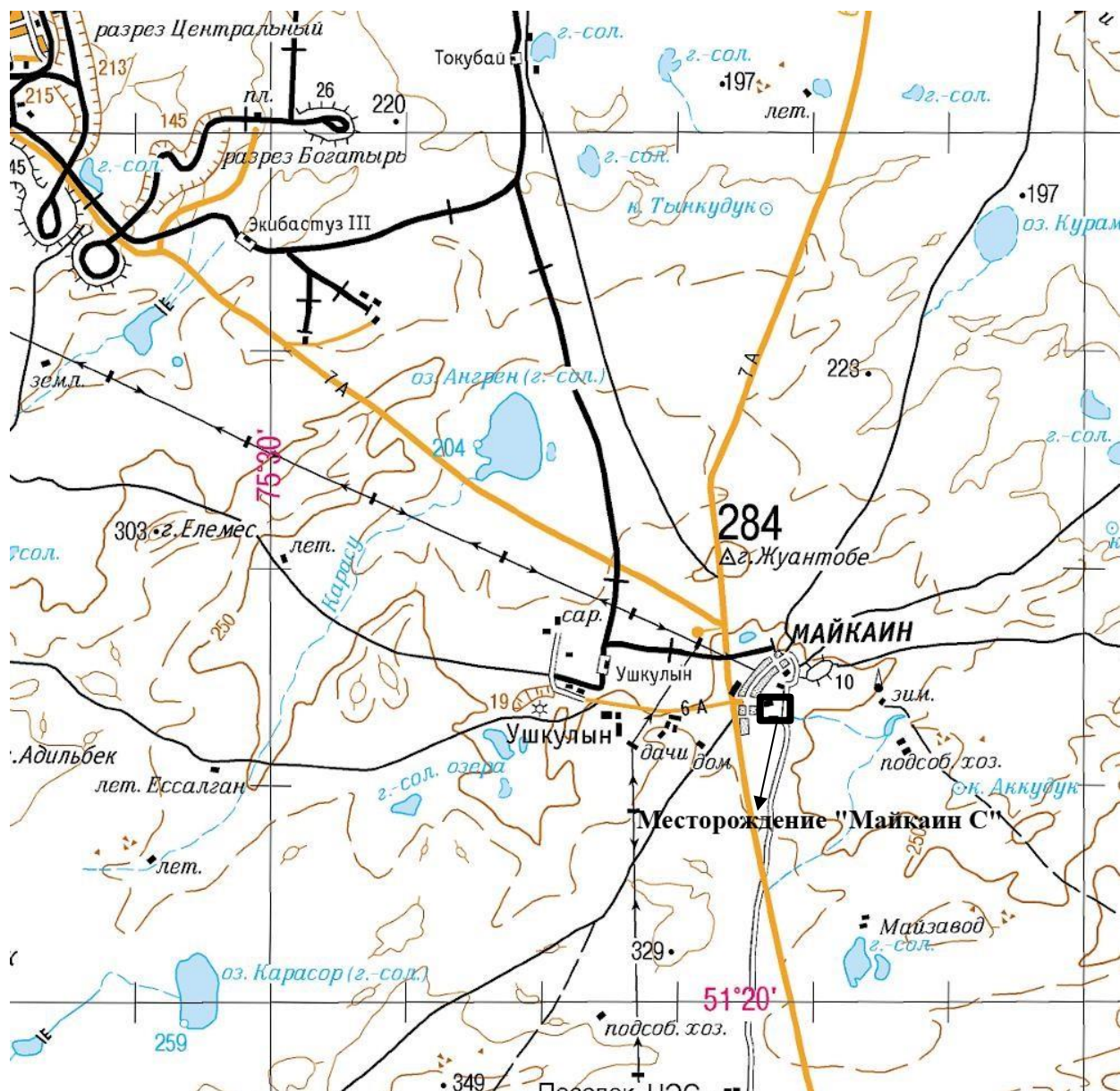
Климат района засушливый, резко континентальный. Колебания температуры составляют: -45 град. в январе, до + 40 град. в июле-августе.

Среднегодовое количество осадков находится в пределах от 200 до 278 мм. Для района месторождения характерны умеренные, довольно часто сильные ветры, в основном, западного и юго-западного направлений. Распределение снежного покрова неравномерное и в среднем толщина его составляет до 0,3 м. Промерзание почвы до 2-2,5 м.

Промышленность в районе работ представлена горнодобывающей отраслью. Ведется добыча угля, золото-барит-полиметаллических руд, флюсового известняка, формовочных песков. Сельское хозяйство развито гораздо слабее, что обусловлено недостатком воды.

Топливо-энергетическая база обеспечивается добычей бурого угля, электроэнергия подается в поселок Майкаин по ЛЭП-35 и 110 кв.

Водоснабжение поселка и всех предприятий производится по трубопроводу от Экибастузского водохранилища канала «Иртыш-Караганда».



1.2 Краткие сведения об изученности месторождения

Первые разведочные работы на месторождений начались с 1915 года английскими акционерами проходкой канав, дудок, разведочных шахт глубиной 12-15 м и бурением 2-х скважин. С 1928-31 годы работы производились геологоразведочной Ленинградской экспедиций, а затем партией «Казмедьстрой», целью которых была разведка буровыми скважинами медноколчеданных сульфидных руд.

С 1932 по 1937 годы работы производились Майкаинским рудоуправлением. Они занимались продолжением работ, начатых партией «Казмедьстрой», т.е. проходкой канав, дудок, углубкой шахт, бурением скважин. Были проведены горизонтальные выработки (штреки и орты) на горизонтах 30-40-50-60 м с целью уточнения контура рудного тела.

С 1937 по 1939 годы партиями Вигризолото, Золоторазведка и Академия наук СССР совместно с рудоуправлением «Майкаинзолото» была произведена полная ревизия всех геологоразведочных и топографических материалов. На основании всех этих данных был произведен подсчет запасов по состоянию на 01.01.1941 года.

С 1939 по 1944 годы производились эксплоразведочные работы, имевшие своей целью дальнейшее уточнение контуров рудных тел и распределение в них золота. Для этого были проведены дудки и горизонтальные выработки на горизонтах 30-55-66 м, а также штольни и траншей из карьера.

Месторождение разрабатывалось открытым и подземным способом. Восточная часть разрабатывалась карьером до глубины 30-40 м, а на горизонте 60-64 м подземным способом системой слоевого обрушения и вертикальных блоков с креплением квадратными окладами. На месторождении «Майкаин С» окисленные руды полностью отработаны открытым способом.

В 1955 году рудоуправлением «Майкаинзолото» разведка рудных тел на глубину проводилась бурением 5-ю наклонными скважинами, из которых только 2 скважины пересекли рудовмещающую толщу метасоматитов, а остальные скважины из-за сложных геологических условий не достигли проектной глубины.

Майкаинской экспедицией в 1976-78 годах проводились поиски новых глубоко залегающих рудных тел на месторождении «Майкаин С» с оценкой перспектив до глубины 350-500 м. Основным видом работ было механическое колонковое бурение скважин. Всего за отчетный период на месторождении «Майкаин С» пробурено 3 скважины: №1063, 1068, 1073 в профилях IX, XI, XIV.

Скважина №1063 расположена в профиле IX в 55 м севернее пройденной ранее скважины №177, глубина ее 517 м. Она задавалась для оконтуривания на глубину колчеданных руд, пересеченных скважиной №177 и для проверки рудоносности метасоматитов. Скважина полностью

пройдена по метасоматитам и остановлена в яшмах. Массивные колчеданные руды вскрыты скважиной только в интервале 381,2-383,2 м. По всей остальной части разреза отмечается интенсивная неравномерная пиритизация.

Опробованием метасоматитов промышленных концентраций рудной минерализации в них не установлено. Содержание золота (пробирные анализы) составляют в основном от 0,2 до 0,5 г/т, и только в отдельных пробах достигает 1-1,9 г/т. Колчеданные руды интервала 265,8-280,4 м по скважине №177 увязывается с интервалом 345,2-367,4 м вкрапленного оруденения по скважине №1063, в котором зафиксированы также и наиболее высокие содержания золота, серебра, меди и цинка, по сравнению с другими частями скважины.

В профиле XI отстоящем от профиля IX в 100 м на запад пробурена скважина №1068, глубиной 518 м. Целевое назначение скважины – поиски новых рудных тел и оконтуривание по падению рудных тел, подсеченных скважиной №951, интервал 210-342 м.

Скважина пройдена по метасоматитам, представленным в основном мерипит-кварцевыми породами. В интервале 334,5-364,4 м; 370,1-372,7 м; 388,7-410,0 м скважиной пересечены массивные колчеданные руды, представленные на 60-90% пиритом с единичными мелкими гнездами и вкрапленниками барита, халькопирита, борнита. Результаты кернового опробования скважин показывают, что как метасоматиты, так и колчеданные руды характеризуются низкими содержаниями благородных и цветных металлов.

Можно отметить, что содержание золота, серебра и меди в колчеданных рудах более высокие и неравномерные, чем в метасоматитах, так золото колеблется от 0,4 до 0,8 г/т, серебра от 4-19,1 г/т, меди от 0,1 до 0,45 %, цинка от 0,14 до 0,55%, свинца от 0,1 до 0,2 %. Баритизация колчеданных руд крайне слабая от следов до 6,65% барита.

Прослеживая изменение содержаний по падению рудного тела в профилях IX и XI можно отметить постепенное снижение содержаний основных компонентов на глубину. По данным скважинной геофизики колчеданные руды, пересеченные скважиной №1068, прослеживаются по падению на незначительную глубину.

Для прослеживания колчеданных руд по простиранию на запад была пробурена скважина №1073, расположенная в профиле XIV, отстоящем от профиля XI на расстоянии 95 м, вместе бурения скважин №1073 и №1068. Помимо прослеживания ранее выявленных колчеданных руд по простиранию скважина так же имела цель- выявление новых рудных тел в зоне метасоматитов как со стороны висячего бока, так и в лежащем боку. Скважина имеет глубину 521 м. Окисленного оруденения скважина не подтвердила. Массивные колчеданные руды большой мощности, которые прослежены в профиле XI, в скважине №1073 отмечены только в двух маломощных интервалах 309,3-310,3 м и 356,-361,2 м. В остальной части

разреза породы сопровождаются неравномерной, но в целом интенсивной пиритизацией. Кроме пирита, другая сульфидная пиритизация проявлена слабо. В выше указанных рудных интервалах средние содержания составляют: золото-0,2 г/т, серебра 4-5 г/т, меди 0,14-0,26%, свинца 0,08-0,1 %, цинка 0,03-0,24%, барита 0,26-0,50%, серы сульфидной 31,6-40,9%.

Таким образом, в разрезе XIV массивные колчеданные руды на глубине имеют незначительную мощность и низкие содержания по всему комплексу металлов. Следовательно, перспективы рудоносности глубоких горизонтов этого разреза отрицательны.

Подведя итоги разведочных работ можно сделать следующие выводы:

а) Колчеданные руды прослежены на глубину до 400 м. На фланговых разрезах IX и XI они оконтурены и ограничиваются глубиной 350 м, в центральной части, профиль XIV их выклинивание ожидается на глуб. 500 м. Руды на верхних горизонтах, непосредственно ниже границы отработанных окисленных руд, медно-колчеданные с низкими содержаниями тел ее металлов, а также свинца и цинка и по сумме металлов являются забалансовыми по кондициям, установленным на руды отрабатываемого месторождения «Майкаин В».

1.3 Геологическое строение рудного поля

Район месторождения, расположенный на юго-восточном крыле Экибастузского антиклинория, имеет сложное строение. Стратиграфическая карта представлена нижнекембрийскими вулканогенно-осадочными образованиями, прорванными малыми интрузиями разного состава. По коренным породам широко развита глинистая кора выветривания.

1.3.1 Стратиграфия

На месторождении устанавливается следующая последовательность в напластованиях вулканогенных толщ:

Джангабульская свита (ϵ_1dj), представленная основными эффузивными кремнистыми, вулканогенно-осадочными образованиями и субвулканическими габбро-диабазами, диабазами, кварцсодержащими базальтовыми порфиритами, габбро-порфиритами. Мощность от 400-600 м.

Агырекская свита ($\epsilon_1-\epsilon_{1ag}$) является рудовмещающей на месторождении. Выделяются три горизонта: верхний, средний и нижний. Нижний горизонт, расположен в основании свиты, представлен переслаиванием лав, лавобрекчий и туфов среднего, кислого и основного составов, туфогенно-осадочных и осадочных пород мощностью до 400м. Средний - сложен преимущественно лавобрекчиями среднего состава мощностью до 300 м. Верхний горизонт представлен лавами среднего состава мощностью до 350 м.

Субвулканическими аналогами агырекской свиты являются небольшие тела и прослои диоритовых порфиритов.

Ащикольская свита (ϵ_2ash) представлена альбитофирами и их туфами, лавобрекчиями, субвулканическими телами альбитофигов, плагιοгранит-порфиров фельзит-порфиров.

Интрузивные породы на рудном поле представлены в виде массивов и непосредственно не связаны с развитыми здесь вулканогенными толщами: диабазы, порфириты, габбро-порфириты, граносиенит-порфиры.

Вторичные изменения пород связаны с процессами метаморфизма и выветривания.

С процессами метаморфизма связаны:

- динамометаморфизм вдоль тектонических нарушений;
- гидротермально-метасоматические изменения, пространственно совпадающие с зонами динамометаморфизма;
- региональный метаморфизм.

Процессами динамоморфизма породы расланцованы и катаклазированы.

Гидротермальными растворами вдоль тектонических зон породы изменены от пропилитов до кварцитов.

Региональный метаморфизм проявился повсеместно в альбитизации, эпидотизации, хлоритизации, карбонатизации, актинолитизации и окварцевании пород.

Процессами выветривания коренные породы в приповерхностных условиях превращены в глинисто-щебенистый агрегат. Глинистая кора выветривания имеет мощность 15-20 м, а по зонам расланцевания и дробления увеличивается до 80 м. Состав глин коры выветривания преимущественно каолиновый. Переход от толщ элювиальных глин к неизменённым горным породам постепенный. Глины сменяются зонами сильно выветрелых, разрушенных до дресвы пород.

По рудам процессами выветривания в приповерхностных условиях образуется зона окисления мощностью до 64 м. На месторождении «Майкаин С» она составляла 28м. (отработана карьером).

1.3.2 Структура рудного поля

Майкаинское рудное поле приурочено к одноименной горстантиклинали, в центре которой наблюдается прогиб (Центральная брахисинклиналь), который в свою очередь осложнен складками более высокого порядка. С этими дополнительными складками связана морфология рудных тел.

В пределах Центральной синклинали широко распространены разрывные нарушения. По юго-восточному борту синклинали проходит Восточный разлом, в зоне расланцевания которого локализованы все промышленные месторождения рудного поля.

На западе проходит Западный разлом, являющийся другим важным структурным элементом Центральной синклинали.

Кроме продольных нарушений по отношению к оси Центральной синклинали, здесь откартированы многочисленные нарушения субширотной ориентации: Большой южный надвиг, Придорожный и множество субпараллельных нарушений.

Все месторождения рудного поля локализируются в двух зонах: Главной и Западной (соответственно по Восточному и Западному разломам).

В Главной рудной зоне находятся следующие месторождения: Северо-восточное, Малый Майкаин, Майкаин «А», Майкаин «В», Майкаин «С», Майкаин «Д», Майкаин «Е», Новое. Длина зоны около 4 км, ширина - до 600 м. Они протягиваются вдоль юго-восточной границы Центральной синклинали и уходит за пределы как на север, так и на юг.

Западная рудная зона включает в себя ряд рудопроявлений: Большой Майкаин, Красная горка, Нигриз -1, Придорожный и другие.

Факторы, контролирующие оруденение

Сочетание структурных и литологических факторов контроля оруденения являются основной закономерностью его локализации на Майкаинском рудном поле, а именно:

- все рудные тела в пределах рудного поля залегают субсогласно с его складчатыми структурами;
- рудоконтролирующими структурами являются зоны рассланцевания и гидротермальной проработки пород зон разрывных нарушений;
- оруденение локализуется в зоне рассланцевания и гидротермальной проработки пород и приурочивается к низам агырекской свиты, представляющей область тонкого переслаивания пирокластических, вулканогенно-осадочных и лавокластических образований.

1.4 Краткая геологическая характеристика месторождения

Рудные тела месторождения «Майкаин С» локализованы в зоне динамометаморфизма. Висячем боку рудных тел развиты метасоматические кварциты, в лежащем – кварцево-серцитовые сланцы. Зоны рассланцевания здесь образуют три направления: северо-восточное, северо-западное и близкое к широтному. В участках пересечения этих зон рассланцевания образовались столбообразные тела, наиболее интенсивно динамометаморфизованных пород, представленных брекчией метасоматических кварцитов с последующим замещением рудным материалом.

С поверхности рудное тело 1 прослежено по простирацию карьерами на 300 м. Оно представляет собой линзообразное тело, ориентированное по северо-западному нарушению, имеющее два крупных столбообразных раздува в западной и восточной частях.

На глубине рудное тело представлено колчеданными рудами. Пробуренные на глубину 200-300 м скважины подтверждают наличие рудных тел. Содержание золота в рудах для всей залежи не превышает 1,5 г/т, серебра 20 г/т, меди 0,2-0,7%, свинца 0,1%. Среди колчеданной залежи выделяется участок с наложенной медно-золотой минерализацией. По этому участку в 1943 году ВКЗ утвердил балансовые запасы в количестве (руды 972,0 тыс.т, золота 4403 кг, серебра 26,9 т., меди 6,8 тыс.т.). Эти запасы остались без изменения до настоящего времени. О возможном наличии среди сплошных забалансовых серно-колчеданных руд, отдельных участков с наложенной золото-полиметаллической минерализацией свидетельствуют данные по скважине №200. Этой скважиной на глубине 100 м был подсечен рудный шов, представленной барит-полиметаллическим прожилком, мощностью в 10см с содержанием золота 10 г/т, серебра 58 г/т, меди 1,1%, цинка 4,7% и свинца 0,6%. Окисленные руды отработаны до горизонта 66 м, а ниже залегают сульфидные руды.

На месторождении «Майкаин С» по данным обобщенных материалов оконтурилось 6 рудных тел, отстоящих на небольших расстояниях друг от друга, и представленных сплошными и вкрапленными рудами. Из всех рудных тел на поверхность выходит только первое рудное тело, представленное рядом линзообразных тел, соединенных маломощными проводниками.

Все рудные тела имеют общие особенности, как:

- 1) Имеют линзовидную форму;
- 2) Падение рудных тел северное, крутое;
- 3) Залегают согласно с вмещающими породами-метасоматитами.

Первое рудное тело наиболее крупное, имеет изменчивое простираение: западный его фланг С-З, центральная часть С-В, восточный фланг – восточное. Протяженность первого рудного тела на поверхности 300 м, по падению оно подсечено на глубине 300м, но не оконтурено, мощность составляет от 10-30 м до 50-60 м. На этом рудном теле ярко выражена зона окисления. Мощность ее достигает 64-66 м. В пределах зоны окисления руды обогащены золотом, содержание которого составляет от 3,5 до 100 г/т. По результатам отработки установлена следующая вертикальная зональность окисленных руд:

1. Железная шляпа: а) глины до 20-35 м; б) бурые железняки до 40-45 м.
2. Ярозиты до 50-55 м.
3. Кварцево-баритовая сыпучка: а) с ярозитом до 60-62 м; б) с самородной серой до 64-66 м.
4. Колчеданная сыпучка до 66,5-67,5 м.

Наиболее высокие содержания золота приурочены к скоплениям самородной серы.

Глубже зоны окисления рудное тело представлено серно- и медно-колчеданными рудами с наложенной барит-полиметаллической

минерализацией. Содержания полезных компонентов в первичных рудах составляют: золото 0,5-2,11 г/т, серебро до 38,2 г/т, меди – 0,15-1,1 %, свинца до 0,14%, цинка – 0,8%, барита – 4,21%, серы сульфидной – 38,0%.

Второе рудное тело залегает параллельно первому и подсечено скважинами №11,31,177. Глубина залегания та же, что и у первого, протяженность по простиранию от 50 до 130 м. максимальная мощность, пересеченная скважиной №11 равна 25 м. Содержание полезных компонентов: золото- 1,0 до 3,3 г/т, серебро до 54 г/т, медь – 0,32%, свинец – 0,1%, цинк до 1,8%. Рудное тело сложено сплошными рудами серно-колчеданного состава.

Третье и четвертое рудные тела представлены вкрапленными рудами, залегающими в лежащем боку основного рудного тела. Они подсечены скважинами №163, 177 и 951. Залегают рудные тела между горизонтами 240-310 м от поверхности, максимальная мощность 30 м. Средние содержания полезных компонентов: золото от 0,5 до 3,1 г/т, серебро от 9,5 до 36,6 г/т, медь – 0,2-0,58%, свинец – 0,06-0,38%, цинк – 0,03-2,8%. Руды представлены вторичными кварцитами с наложенной сульфидной минерализацией.

Пятое рудное тело подсечено скважинами №6 и 1101, залегает между горизонтами 50-220м, максимальная мощность достигает 15 м. На глубину рудное тело не оконтурено. Рудное тело сложено густо вкрапленными и сплошными рудами серно-колчеданного состава. Средние содержания полезных компонентов: золото от 0,4 до 3,8 г/т, серебро от 8,8 до 30,3 г/т, медь до 0,55%, свинец до 0,72%, цинк до 2,77%, барит – 9,15%.

Шестое рудное тело залегает как и все рудные тела параллельно главному и подсечено скважиной №31. Глубина рудного тела от 40 до 120 м, протяженность по простиранию равна 50 м, максимальная мощность равна 4,0 м. Содержание полезных компонентов: золота от 0,6 до 1,6 г/т, серебро от 9,2 до 30,4 г/т, медь до 3,8%, серы сульфидной – 27,8%. Рудное тело сложено сплошными и вкрапленными рудами медно-колчеданного состава.

1.4.1 Инженерно-геологические и горнотехнические условия разработки месторождения

Месторождение «Майкаин С» расположено в пределах Майкаинского рудного поля, находится на территории Баян-Аульского района Павлодарской области.

Рельеф представляет слабовозвышенную местность с большим количеством засоленных котловин и горько-соленых озер. Абсолютные отметки наиболее высоких точек - 300 м, минимальные - 200-235 м. Относительные превышения сопок в 20-40 м.

Климат района - резко континентальный, засушливый с большими колебаниями температур. Минимальная температура воздуха в декабре-январе - минус 40-45°С максимальная в июле - плюс 30-40°С. Среднегодовое количество осадков - 200-278 мм.

Для района характерны умеренные, а иногда и сильные ветры западного и юго-западного направлений. Среднегодовая скорость - 7 м/сек, максимальная - 25 м/сек.

Продолжительность зимнего периода - 5-6 месяцев. Распределение снежного покрова неравномерное - в среднем около 0,3 м. Глубина промерзания почвогрунтов составляет до 2-2,5 м.

В литолого-стратиграфическом отношении месторождение приурочено к вулканогенно-осадочным породам нижнесреднекембрийского возраста, прорванными малыми интрузиями разного состава. Интрузивные породы на рудном поле представлены в виде массивов и непосредственно не связанных с развитыми здесь вулканогенными толщами: диабазы, порфирита, габбро-порфириты, граносиенит-порфиры.

Вторичные изменения пород связаны с процессами метаморфизма и выветривания. По рудам процессами выветривания в приповерхностных условиях образуется зона окисления мощностью до 64 м. в настоящее время оно полностью отработана карьером.

На площади месторождения распространены делювиально-элювиальные отложения, которые представлены суглинками и галечниками временных потоков, мощностью от 5 до 25 м.

Рудные тела месторождения «Майкаин С» локализованы в зоне динамометаморфизма. Висячем боку рудных тел развиты метасоматические кварциты, в лежащем – кварцево-серицитовые сланцы. На глубине рудное тело представлено серно-колчеданными рудами. Среди серно-колчеданной залежи выделяется участок с наложенной медно-золотой минерализацией.

Все рудные тела имеют линзовидную форму, падение северное, крутое и залегают согласно с вмещающими породами-метасоматитами. Инженерно-геологические условия разработки месторождения, изучались Центральной лабораторией ЦКТГУ по образцам из карьера и по керну скважин, пройденных Майкаинской ГРЭ при детальной разведке месторождения 1976-1980 гг.

Основные физико-мех. свойства пород и руд приведены в таблице 1.1.

Таблица 1.1 - Основные физико-механические свойства пород и руд

Характеристика руд	Коэффициент крепости f по М.М. Протодяконову	Плотность пород и руд, γ т/м ³
1	2	3
1. Вкрапленные руды в гидротермально-измененных породах	5-9 (до 13)	2,75-3,30
2. Сплошные руды:		3,30-4,81
-колчеданно-полиметаллические (полиметаллические)	16	
-колчеданные (серно-колчеданные)	9-14	
Среднее значение для всех разновидностей руд	12	4,07
3. Вулканогенно-осадочные породы: - разнообломочные туфы андезито-базальтовых порфиритов		2,50÷2,91

	13	
- андезитовые порфириты	15-16	
- андезито-базальтовые порфириты	15-17	
- базальтовые порфириты	12	
- диабазовые порфириты	12-15	
- туфопесчаники	6-9	
- алевролиты	5-6	
- яшмы красно-бурые	15-18	
- яшмовидные железистые кварциты	15-18	
4. Магматические породы (дайковые образования):		2,65÷2,97
- габбро-диабазы	15-19	
- диорит-порфириты	15-17	
5. Гидротермально-метасоматические (рудовмещающие) породы:		2,60÷3,10
- кварц-серицитовые, кварц-хлоритовые, кварц-хлорит-серицитовые сланцы	5-9	
- вторичные кварциты	5-13	2,93÷3,08
Среднее значение для всех разновидностей пород	>10	2,90

Наиболее крепкими являются колчеданно-полиметаллические руды с $f = 16$ составляет 47 % от массы сплошных руд. К наименее крепким относятся вкрапленные руды ($f = 5 \div 9$), которые составляют 20 % от общей массы руд месторождения.

Из вмещающих пород, наиболее крепкими и прочными являются породы дайковых образований ($f=15 \div 17$), представленные габбро-диабазами и диорит-порфиритами. Из вулканогенно-осадочных пород наибольшей крепостью обладают андезитовые и андезито-базальтовые порфириты ($f=15 \div 17$). Рассланцованные туфы, кварц-хлорит-серицитовые породы, залегающие на контактах с рудными телами и в междурудной зоне, обладают пониженной крепостью ($f= 5 \div 9$).

По данным эксплуатации карьера коэффициент разрыхления руды и пород составляет 1,5. Влажность руд составляет в среднем около 0,1 %, при очень значительном колебании значений от 0,01 до 1,14% .

Руды и породы месторождения относятся к II-V классу абразивности, по степени абразивности от среднеабразивных до высокоабразивных с показателем абразивности от 7-12 до 25-40 мг.

Породы и руды месторождения характеризуются большим содержанием свободного кремнезема от 4,5 до 15,3 %, поэтому месторождение не отнесено к силикозоопасным.

Гамма-активность рудовмещающих пород и руд месторождения изменяется в основном в пределах от 1 до 22 мкР/ч, на отдельных участках достигает до 36 мкР/ч, что не накладывает каких-либо ограничений с точки

зрения радиоактивности и не требует проведения санитарно-гигиенических мероприятий.

Коэффициент разрыхления для руд и вмещающих пород равен 1,5.

Руды и рудовмещающие породы в соответствии с классификацией МГ и ОН СССР относятся, в основном, к VIII-XII категории по буримости и VII-XII категории по проходимости горных выработок.

В соответствии с «Инструкцией по изучению инженерно-геологических условий», месторождение «Майкаин С» относится к простым.

1.5 Гидрогеологические особенности месторождения

На месторождении «Майкаин С» гидрогеологические наблюдения проводились в период разведочных и эксплуатационных работ. Работы эти заключались в наблюдениях за притоком воды в выработки и карьер до глубины 66 м. Химические и спектральные анализы производились по пробам воды, отобранных в разведочных выработках и карьере. В пределах месторождения получили развитие подземные воды трещинного типа, приуроченные к свите метаморфизованных пород. Интенсивная трещиноватость пород по наблюдениям в период эксплуатации распространялась до глубины 70 м. В естественных условиях уровень подземных вод фиксировался на глубине 32 м. Водообильность пород, слагающих месторождение, низкая. К концу отработки окисленных руд карьером уровень подземных вод находился на глубине 70 м. За время эксплуатации месторождения дебит воды колебался от 150 до 180 кубометров в сутки, средний дебит составлял 160 кубометров в сутки. По качеству подземные воды соленые, с общей минерализацией 2022 мг/л. Содержание в воде основных компонентов находится в пределах: хлора 455-795,6 мг/л; сульфатов 831,2 мг/л; кальция 416,8 мг/л; магния 149,5 мг/л; жесткость общая 35,1 мг/экв/л; железо общее 1,7 мг/л. Содержание микроэлементов по результатам спектрального анализа вод (данные института геологических наук) в х/л: MO- 5,1; Pb-1,37; Zn – 680; Cu – 6,8; Ag -0,34; As – 6,83; Ti -6,83.

Отличительной особенностью подземных вод месторождения является низкое значение Ph. В первоначальный период проходки горных выработок, а также при эксплуатационных работах концентрация водородных ионов подземных вод составляли менее 4. Кислотность подземных вод связана с окислением сульфидов.

Питание подземных вод на месторождений происходит, в основном за счет инфильтрации атмосферных осадков.

1.6 Запасы месторождения

1.6.1 Состояние запасов по месторождению «Майкаин С»

Запасы окисленных и первичных руд по месторождению, подсчитаны по состоянию на 01.01.1941 года и утверждены ВКЗ в 1943 году (протокол №2786).

Запасы первичных руд были подсчитаны по категориям C_1 и C_2 согласно кондициям, действовавших в то время, именно, к балансовым рудам были отнесены запасы со средним содержанием золота 3,5 г/т, с содержанием ниже 3,5 г/т к забалансовым.

По месторождению «С» зона окисленных руд отработана до глубины 66 м карьером в 1954 году. На балансе рудоуправления числятся запасы сульфидных руд в количестве 972 тыс. тонн, золота 4403 кг (4,53г/т), серебра 26,9 тонн (27,67г/т), меди 6,8 тыс.т (0,7%). Эти балансовые запасы утверждены в 1943 году и остались без изменения до настоящего времени.

В таблице 1.2 приведены запасы месторождения «С», числящиеся на Государственном балансе, согласно экспертному заключению ГКЗ РК (от 14.05.2015 г), по состоянию на 01.01.2020 г.

Таблица 1.2 Запасы месторождения, числящиеся на Государственном балансе согласно экспертному заключению ГКЗ РК, по состоянию на 01.01.2020 г.

Полезные ископаемые	Ед. изм.	Балансовые руды		Забалансовые запасы
		по категориям		
		C ₁	C ₂	
запасы месторождения в недрах				
руда	тыс.т	972,0	3,0	10562,0
золото	кг	4403,0	10,0	17908,0
медь	тыс.т	6,8	0,1	74,9
серебро	тонн	26,9	0,1	209,0
спецотвалы				
руда	тыс.т	-	-	86,0
золото	кг	-	-	40,0
серебро	тонн	-	-	3,2

1.6.2 Запасы месторождения, принятые для проектирования

К проектированию приняты балансовые запасы месторождения по состоянию на 1 января 2021 года:

- категории C_1 – руда 972,0 тыс.т, золота 4403,0 кг, меди 6,8 тыс.т, серебра 26,9 тонн;

- категории C_2 – руда 3,0 тыс. т, золота 10,0 кг, меди 0,1 тыс.т, серебра 0,1 тонн;

В принятых к проектированию запасы категории C_1 составляют 99,6 %, категории C_2 - 0,4 %.

Настоящим проектом предусматривается подземная разработка до горизонта +65 (гл.195м).

1.7 Дальнейшее направление разведочных работ

Цель доразведки разрабатываемого месторождения - расширение минерально-сырьевой базы предприятия, что способствует продлению срока его деятельности. Объектами изучения и оценки этого вида доразведки являются слаборазведанные участки месторождения: глубокие горизонты, фланги и прилегающие к месторождению перспективные участки.

Задачами доразведки разрабатываемого месторождения являются:

1) последовательное уточнение его геологического строения, горно-геологических условий, а также качества полезного ископаемого на недостаточно детально изученных участках;

2) расширение общих контуров месторождения за счет выявления и оконтуривания новых участков, зон и залежей полезного ископаемого, как по площади, так и в глубину, перевод забалансовых запасов в балансовые;

3) детализация данных по предварительно оцененным участкам, продуктивным зонам и залежам с переводом их запасов в категории разведанных для восполнения отработанных запасов или расширения сырьевой базы действующего предприятия;

4) дополнительное изучение вещественного состава и технологических свойств полезного ископаемого, геолого-технологическое картирование с учетом новых данных, уточнение и пересмотр (при необходимости) требований стандартов (технологических условий) к качеству добываемого сырья, а также технологических схем переработки;

5) геолого-экономическая переоценка месторождения с учетом вновь выявленных запасов и ресурсов полезного ископаемого. Результаты доразведки обобщаются в отчете с подсчетом запасов.

На месторождении «Майкаин С» на весь период отработки предусматривается геологическое и маркшейдерское обеспечение горных работ, проведение эксплуатационной разведки геолого-технологического картирования, в соответствии с нормативными документами по недропользованию, действующими на территории Республики Казахстан.

По отчету «Обобщение результатов геологоразведочных работ по рудной зоне между месторождениями «В-Е» Майкаинского рудного поля» 1979-1980 гг., подсчет запасов утвержденный в 1943 году по месторождению «Майкаин С», характеризуется низкой достоверностью подсчитанных запасов не только балансовых, но и забалансовых, из-за недоизученности морфологии рудных тел в зоне первичных руд и неудовлетворительного качества разведочных работ. Тем самым, основной задачей проведения эксплуатационной разведки на месторождении «Майкаин С» является перевод запасов из низших категорий в высшее.

На месторождении «Майкаин С» запасы первичных руд были подсчитаны по категориям C_1 и C_2 согласно кондициям, действовавшим в то время, именно, к балансовым рудам были отнесены запасы со средним содержанием золота 3,5 г/т, с содержанием ниже 3,5 г/т к забалансовым.

По месторождению «С» зона окисленных руд отработана до глубины 66 м карьером в 1954 году. На рудоправлении числятся забалансовые запасы сульфидных руд в количестве 10562,0 тыс. тонн, золота 17908,0 кг, серебра 74,9 тыс. тонн, меди 209,0 т. Эти забалансовые запасы утверждены в 1943 году и остались без изменения до настоящего времени.

1.7.1 Геологоразведочные работы месторождения Майкаин С

Доразведкой на месторождении «Майкаин С» предусматривается бурение колонковых скважин и опробование, с последующим составлением отчета о запасах руд месторождения.

Топогеодезические работы

Основная задача проектируемых топогеодезических работ – обеспечить точность положения поискового участка, поисковых профилей, электроразведочных работ, привязку устьев поисковых скважин.

Работы будут проведены в соответствии с «Инструкцией по топографо-геодезическому обеспечению ГРП» 1984 г.

Предусматривается выполнение следующих топографо-геодезических работ:

- привязка устьев поисковых скважин;

Выноска и привязка скважин - 27 скв.

По завершении работ будут представлены:

- каталог координат угловых вершин перспективных участков и устьев поисковых скважин в системе WGS-84.

Буровые работы

Согласно историческим материалам; планам и разрезам, при полученной плотности сети буровых скважин наблюдается общая выдержанность геологических условий между разведочными профилями как по простиранию, так и по падению. Следует понимать, что база данных исторических работ не сохранилась, и поэтому необходимо заново перебуривать все известные интервалы нанесенные на планах и разрезах.

Все рудные тела имеют линзовидную форму, падение северное, крутое и залегают согласно с вмещающими породами-метасоматитами. Однако, размеры рудных тел весьма непостоянны, внутреннее строение рудных тел месторождения имеет некоторую зональность по мощности, которая возможно обусловлена проявлением тектонических подвижек и многократной гидротермальной деятельности.

Длина рудных доменов составляет 380м. Средняя истинная мощность основных рудных тел колеблется от 4 до 60м. На глубину рудные тела прослеживаются до 280м.

Согласно отчета изменение содержания по падению рудного тела в нескольких центральных профилях отмечается постепенное снижение содержания основных компонентов на глубину. Также по планами и разрезам, разведочная сеть на месторождении Майкаин С составляет

50х100м. Как уже упоминалось при полученной плотности сети буровых скважин все еще наблюдается общая выдержанность геологических условий между разведочными профилями как по простиранию, так и по падению. Тем не менее, советские геологи на месторождении выделили 6 разобщенных рудных тел, которые неравномерны как по мощности, так и по содержаниям золота и серебра. Все рудные тела залегают параллельно друг другу, что также может осложнять их оконтуривание.

В целом проектная плотность сети буровых скважин позволит выполнить интерпретацию выдержанных зон оруденения на основе минимального бортового содержания золота.

С целью заверки результатов подсчета запасов утвержденных в 1943 году, на глубину до 350 м планом разведки предусмотрено бурение наклонных (70°) колонковых поисково-разведочных скважин с разведочной сетью по простиранию и падению с плотностью сети бурения до 40х40м.

Проектные скважины разбиты в два этапа, где скважины на первом этапе сосредоточены на богатых и близко к поверхности участках (в области будущего контура карьера).

Выбрано всего 27 скважин, общей длиной 5940 метров.

В связи с тем, что исходные данные по историческим скважинам потеряны, нет смысла проектировать сгущающие скважины по профилям предшественников. Поэтому все новые скважины на участке Майкаин С запроектированы по азимуту 180 градусов через каждые 40м.

Проектные координаты устьев скважин являются ориентировочными, поскольку координаты были получены с оцифрованного плана, которая может быть с погрешностью до нескольких метров. Поэтому при выносе скважин непосредственно на местности придется учесть фактический рельеф.

Планом разведки предусматриваются следующие геолого-технические условия бурения скважин:

- бурение будет осуществляться буровыми агрегатами типа СКБ-4 и буровым комплексом фирмы «Boart Longer»;

По глубинам скважины входят в интервал 0-350;

- угол наклона скважин 70°;

- бурение с отбором керна и укладкой его в кернаые ящики;

- начальный диаметр бурения 112 мм, конечный - HQ 96 мм;

- бурение по породам III-VII категории ведется твердосплавными коронками, по категориям VIII- X – алмазными;

- выход керна по всем поисково-разведочным скважинам не менее 95%;

Перевозка буровых агрегатов осуществляется автомобилями Урал-375, на заранее подготовленную точку.

Установка бурового агрегата производится при помощи гидравлических домкратов. Центровка агрегата производится до тех пор, пока вертикальная ось пробки вертлюга не совпадет с проходным отверстием трубоизворота верхнего гидропатрона вращателя станка. Дополнительно, при центровке могут применяться уровни.

После монтажа буровой установки производится копка зумпфов ручным способом. Размеры зумпфов: 2,0 куб. м, при этом должно соблюдаться условие, что объём зумпфов не должен быть менее двух объёмов скважины. Зумпф состоит из двух частей. Одна часть предназначена для осаждения частиц шлама из промывочной жидкости. Другая часть для закачки чистого раствора (глинистого раствора).

Бурение скважины может быть начато после подтверждения представителем заказчика правильности установки станка, подписания Акта заложения скважины.

Основные правила работы с керном буровых скважин

Конечной продукцией любого вида бурения является керн. Это самый ценный и информативный материал, требующий очень бережного отношения. Все операции по его получению и укладке в керновые ящики осуществляет сменная буровая бригада, но под постоянным ежедневным контролем участкового геолога. Дальнейшая документация керна, его опробование и хранение ложится на геологическую службу участка работ.

В процессе бурения керн, извлекаемый из колонковой трубы, после каждого рейса принимается буровым мастером, обмывается от приставшей породы и заклиночного материала (керн рыхлых пород или растворимых осторожно без промывки очищается от загрязняющей его «рубашки») и складывается в специальные керновые ящики. Длина керновых ящиков (деревянных либо из других плотных материалов) 1 м, ширина 0,35 м – 0,6 м. Для удобства и безопасности переноса они должны иметь планки на торцевых сторонах. Высота стенок и количество отделений в ящиках должны соответствовать диаметру укладываемого керна.

Укладка керна производится слева направо в каждом отделении кернового ящика. При укладке керна следует помнить, что при опорожнении колонковой трубы очередность вынимания частей керна обратная очередности их залегания в скважине. В соответствии с этим укладка керна начинается с того места, где будет находиться конец керна, поднятого за этот рейс, а не там, где кончается керн предыдущего рейса.

Укладывать керн в ящики следует всегда плотно, без промежутков между отдельными кусками, в строгом соответствии с расположением кусков по разрезу скважины. Куски разбитого керна совмещаются при укладке по плоскостям раскола. Мелкие обломки керна, точное местоположение которых в интервалах не установлено, завертываются в плотную оберточную бумагу (или полиэтиленовую пленку) и кладутся в верхней части интервала. Образцы разрушенного или сыпучего керна помещаются в полиэтиленовые (или плотные матерчатые) мешочки и в том же порядке укладываются в отделения керновых ящиков. Керн быстро выветривающихся или разлагающихся видов полезных ископаемых хранится в особых условиях (парафинированные капсулы, герметические сосуды и т.п.). Части раздробленного или разбитого керна маркируются тушью или белой (серой) эмалевой краской на поверхности. На всех обломках обязательно

показывается ориентировка стрелкой, направленной книзу. При маркировке керна числителем показывается порядковый номер рейса, а знаменателем – порядковый номер куска керна. Нумерация кусков от кровли к подошве самостоятельная для каждого рейса. Маркировку керна для каждого рейса следует показывать на разрезе скважины.

Сверху на кромке стенок и продольных перегородок слева направо должны быть нанесены стрелки, указывающие порядок укладки керна. Укладка керна в ящики «змейкой» не допускается.

В конце каждого интервала, соответствующего одному буровому рейсу, буровой мастер ставит деревянную этикетку («бирку»), точно отвечающую размеру отделений ящика и отделяющую керна соседних рейсов. Местоположение бирки обозначается на перегородках ящика поперечным затесом и стрелкой, нанесенной карандашом. На бирке простым черным карандашом или шариковой ручкой четко выписывается интервал глубины (от – до) и длина интервала в метрах с точностью до 0,01. К бирке прилагается этикетка на извлеченный керна (форма 4). Бирка вкладывается также после собранного шлама, но в этом случае в этикетке вместо длины керна отмечается масса собранного шлама (граммах).

Ящики, заполняемые и заполненные керном, должны быть закрыты плотными крышками и находится на буровой вышке. Хранение на вышке более 5 (для медленно буримых пород) – 10 (для быстро буримых пород) заполненных керном ящиков не допускается. Крышки ящиков перед транспортировкой должны быть забиты гвоздями. На крышке и торце каждого ящика несмываемой краской должны быть четко написаны следующие данные: «наименование участка»; «название организации, производившей бурение»; «номер скважины»; «номер ящика»; «глубина в метрах от и до»; «год производства работ».

Заполненные ящики вывозятся в кернахоразборочное помещение или кернахранилище для детальной геологической обработки керна и передаются работнику, заведующему кернахранилищем, с оформлением передачи в регистрационном журнале.

Ответственность за выход керна, правильное его извлечение из колонковой трубы, укладку в кернавые ящики, этикетирование, маркировку и хранение на буровой несут старший буровой мастер и сменный буровой мастер. Проверка правильности геологического содержания всех вышеперечисленных операций по документации возложена на ведущего геолога участка, ответственного за бурение. В его функции входит:

- осуществлять ежедневный контроль за выходом керна, и при недостаточном его выходе привлекать лиц технической службы к принятию срочных необходимых мер по повышению выхода керна;
- следить за правильным и полным извлечением керна из колонковой трубы;

- уточнять выход керна по полезному ископаемому линейным (при извлечении керна в виде столбиков и плашек), объемным и весовым (при извлечении раздробленного керна) способами;

- проверять правильность укладки керна в керновые ящики, соответствие его полевым журналам и фактически извлеченному керну, удостоверяя проведенную проверку подписью в этикетке;

- проверять правильность описания керна, своевременность и правильность ведения полевого журнала геологической документации скважины;

- устанавливать категории буримости, вскрываемых скважинами пород;

- производить контрольные измерения глубин скважин и уровней стояния воды в них, контролировать своевременность измерений искривления, проведение и результаты каротажа и скважинных геофизических исследований, своевременность закрытия и правильность ликвидации скважины;

- следить за своевременной вывозкой со скважины заполненных керновых ящиков;

- проверять всю геологическую документацию скважин и удостоверить проверку подписью на всей документации скважины.

Весь керн отправляется на хранение заказчику.

Геологическая документация керна скважин

Документация буровых скважин включает следующие основные процедуры:

1. отбор, укладку и этикетирование керна;
2. геологическую документацию керна;
3. фотографирование;
4. составление колонки скважины и разреза по ней.

Геологическая документация скважины отличается от описания естественных обнажений и горных выработок значительно меньшим количеством каменного материала, имеющего в распоряжении наблюдателя, что заставляет с особым вниманием относиться к изучению керна. В связи с этим документацию должен вести инженер-геолог или опытный техник-геолог при обязательном последующем контроле старшего геолога.

Первичная документация скважины заключается в составлении бурового журнала, отборе керна, шлама, буровой мути, составлении полевого журнала геологической документации и т.п. Основными документами по скважинам являются буровой журнал, журнал геологической документации и керн. Первый представляет, в основном, производственную документацию, которая ведется непосредственно на скважине сменным машинистом буровой установки и корректируется техником-геологом. В буровом журнале отмечается дата, указывается диаметр и способ бурения, тип коронки, интервалы уходки и выход керна, крепость пород, глубины провалов снаряда и аварий и т. д.

Буровой керн после извлечения из колонковой трубы промывают водой, укладывают в ящики в порядке поступления из скважины и в той же ориентировке (пометка стрелкой) укладывают в ящик слева - направо. Ни в коем случае нельзя укладывать в ячейки керн «змейкой». При укладке, керн сопровождают этикетками с отметкой глубины начала и конца соответствующего рейса, даты, смены и выхода керна. В случае, когда кроме керна извлекается шлам и буровая муть, их запаковывают в мешочки, к которым крепятся бирки с указанием глубины рейса. Шлам опробуется самостоятельной пробой.

Геологическая документация скважин предусматривает полевую документацию керна, составление актов о заложении и закрытии (или консервации) скважин, измерении искривления скважины и контрольных измерениях ее глубины. Керн буровой скважины документируется дважды: первый раз – непосредственно на скважине в полевом журнале геологической документации и второй – при обработке керна после его вывозки в кернаразборочное помещение. На практике эти два этапа описания могут совмещаться.

При описании керна на скважине заполняется полевой журнал геологической документации. Описание горных пород в полевом журнале ведется по мере углубки скважины послойно сверху вниз. Соответственно все слои (пласты) и интрузивные разновидности пород последовательно нумеруются сверху вниз.

При обработке керна в кернаразборочном помещении необходимо:

- просмотреть весь керн, проверить и дополнить его описание;
- выделить и подробно описать полезное ископаемое и его прямые и косвенные признаки и потенциально продуктивные образования. Все эти сведения фиксируются на вкладных листах в полевом журнале документации с соответствующей пометкой в первоначальной документации (вкладной лист должен иметь ту же разграфку, что и первоначальная документация, он снабжается надписью «Детальное описание полезного ископаемого продуктивных образований в интервале от __ м – до __ м»);
- опробовать керн и отобрать образцы;
- установить порядок и степень сокращения и ликвидации керна;
- составить геологический разрез по скважине.

Геологический разрез по скважине должен суммировать все полученные по ней геологические материалы. Впоследствии на него могут наноситься данные определения содержания полезных ископаемых.

Зарисовка керна скважин делается одновременно с его описанием в масштабе 1:100-1:200. Наиболее интересные участки керна изображаются отдельно в масштабе 1:10-1:20. Отдельные участки (включения, пересечения тонких прожилков различных генераций и т. п.) могут изображаться в натуральную величину.

Геологическая документация керна часто сложнее документации горных выработок. Выход керна редко достигает 100%. Кроме того, внешний вид

пород и минералов, текстур, характер контактов между породами, условия залегания, трещиноватость, плоскости скольжения, зоны дробления, милонитизации и другие признаки тектонических нарушений в керне проявляются менее четко, чем в горных выработках. Поэтому, во избежание серьезных ошибок при документации, ее должны выполнять геологи высокой квалификации, имеющие практический опыт.

В журнале документации скважин отмечаются интервалы отбора проб, их номера, места взятия образцов.

Фотографирование керна.

Помимо графической документации керна скважин рекомендуется проводить его фотографическую (цифровую) документацию. Она будет заключаться в следующем. В светлой комнате, на горизонтальном, выдвижном штативе на высоте 1,5-1,7 м от пола закрепляется цифровой фотоаппарат с зумом не менее 50 мм, обращенный вниз на керновые ящики. Объектив фотоаппарата должен охватывать не менее двух керновых ящиков, расположенных на полу. Перед началом съемки предварительно выполняются следующие операции:

- вдоль одного из ящиков укладывается цветная масштабная линейка длиной 1,0 м;
- керн протирается чистой влажной тряпкой;
- маркировочные этикетки укладываются горизонтально, цифрами и надписями вверх;
- на поперечных планках кернового ящика черным маркером выносятся вся информация о контактах, трещинах, жилах, их глубинах в виде цифр и указательных стрелок (от и до);
- каждый керновый ящик сопровождается биркой (подзаголовком) в виде светлого прямоугольника (пластик толщиной 0.5-1.0 мм), размером 20*30 см, где черным фломастером выносятся следующая информация: наименование компании; название месторождения; год работ; номер скважины; номер ящика; пробуренный интервал – от и до метров.

После окончания съемки (ежедневно) фотодокументация заносится в компьютер с последующим ее сохранением на цифровых носителях.

Геофизические исследования в скважинах

Планом разведки предусматривается выполнение следующих видов геофизических исследований в скважинах:

Инклинометрия будет выполняться буровой бригадой или специализированным отрядом. Эти исследования применяются для определения соответствия направления скважин заданному азимутальному и вертикальному направлению. Будут выполняться гироинклинометром Reflex GYRO. Измеряются следующие углы:

- угол отклонения оси скважины от вертикали;
- азимут плоскости искривления

- азимут (магнитный) вертикальной плоскости, проходящей через ось скважины.

- Инклинометр обязательно градуируется один раз в год.

Инклинометрия будет проведена во всех скважинах общим объемом 5940 п.м.

Опробовательские работы

При этом вовремя проведении геологоразведочных работ необходимо осуществлять комплексную программу контроля качества опробования и лабораторно-аналитических работ для обеспечения надежности полученных данных путем измерения точности и воспроизводимости анализа и сведения к минимуму вероятности ошибок при опробовании и аналитических работах.

Керновое опробование

Керн скважин колонкового бурения будет опробоваться по всем интервалам, пересекающим рудные зоны, зоны гидротермально-измененных пород. Опробованию подлежат рудные зоны и вмещающие неизменные породы. Керновые пробы будут отбираться с учетом длины рейсов и литологических особенностей пород, но длина пробы не превысит 1 м. Далее керн будет распиливаться на кернопильном станке алмазной пилой на две равные половины (по длинной оси) и в керновую пробу будет отбираться одна из половин керна.

В журнале документации скважин отмечаются интервалы отбора проб, их номера, места взятия образцов.

При разбивке интервалов опробования необходимо придерживаться следующего:

- опробование предусматривается сплошное;
- пробы намечаются и отбираются в пределах одной литологической разности.

Всего планируется отбор 5940 керновых проб. Вес одной керновой пробы составит 7 кг.

Обработка проб в лаборатории

Обработка исходной (начальной) пробы будет производиться в две-три стадии и более в дробильном цехе аналитической лаборатории, проводящей аналитические исследования проб. В каждой из них имеет место один или несколько приемов сокращения (деления) материала.

Все отобранные керновые и геохимические пробы должны быть обработаны механическим способом согласно схеме рассчитанной по формуле Ричардса-Чечотта:

$$Q = kd^2,$$

где Q – надежный вес сокращенной пробы в кг;

d – диаметр наиболее крупных частиц в материале пробы;

k – коэффициент неравномерности распределения полезных компонентов, принятый равным 0.5, что обусловлено весьма неравномерным распределением железа в рудах.

Обработку проб предполагается производить по следующей схеме:

- дробление исходного материала на дробилках до крупности 20-30 мм;
- измельчение на щековых и валковых дробилках последовательно до крупности 10, 2, 1 мм;
- перемешивание материала пробы;
- сокращение материала пробы до конечного веса (1 кг) автоматическими роторными делителями с получением основной навески и дубликата.

Каждая проба должна снабжаться этикеткой и регистрироваться в журнале регистрации обработки проб. В этих документах детально указываются место и способ взятия пробы, метод ее обработки, исходный и конечный вес, дата обработки, фамилия исполнителя.

Измельченные до 1 - 2 мм пробы и дубликаты упаковываются в специальные бумажные пакеты (бумага крафт) или прочные полиэтиленовые пакеты с вложением этикеток.

Дубликаты отобранных проб хранятся постоянно в течение всего срока плана разведки на территории вахтового поселка на территории поисковых работ или до особого распоряжения главного геолога компании. Дубликаты проб хранятся в специальном помещении – пробохранилище (керноохранилище). Остатки аналитических навесок, после производства анализа, хранятся на складе в лаборатории.

В процессе обработки проб могут возникать как случайные, так и систематические погрешности при определении содержаний определяемых элементов в навесках проб по сравнению с их содержаниями в исходных пробах. Для выяснения уровня случайных и предупреждения систематических погрешностей процесс обработки проб необходимо периодически контролировать путем систематического опробования всех отходов, которые получают при сокращении пробы. Этот способ гарантирует выявление возможных систематических погрешностей связанных с избирательным истиранием и потерями рудного материала.

Общий объем обработки проб составит – 5940 проб.

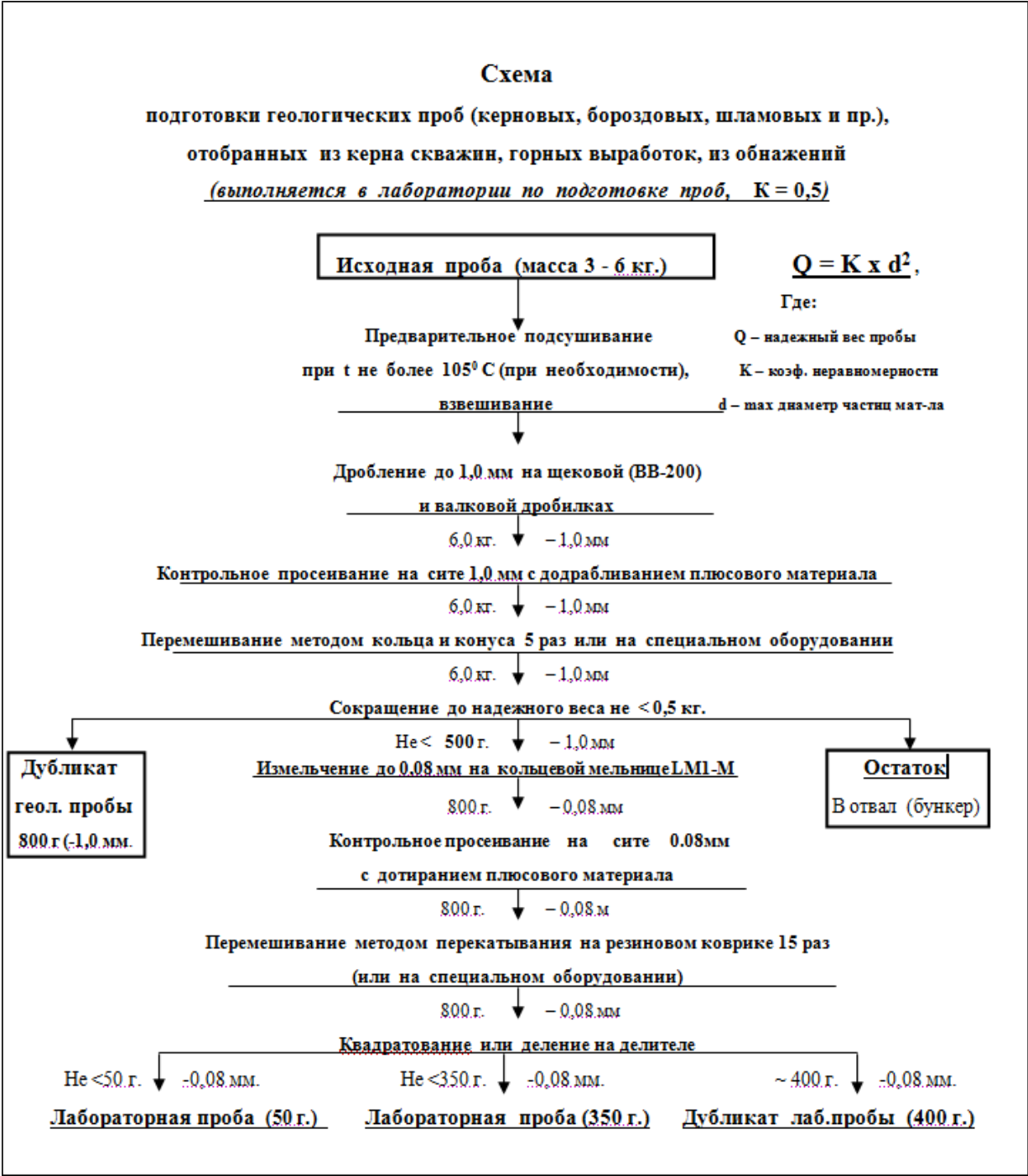


Рис 1.2 Схема обработки керновых проб

Геологическое сопровождение полевых работ

В состав работ по геологическому обслуживанию поверхностных геолого-геофизических и буровых работ входит определение места заложения выработок на местности, документация и опробование керна скважин, контроль за проведением ГИС, производство контрольных замеров глубины скважины не реже двух раз в месяц, контроль за распиловкой и правильной укладкой керна в керновые ящики. Геологическая документация керна скважин является завершающим и наиболее ответственным этапом полевых геологоразведочных работ, т. к. от качества ее исполнения зависят все последующие обобщения, выводы и рекомендации по дальнейшему направлению геологоразведочных работ, в частности очередность и необходимость заложения горных выработок и буровых скважин.

В состав геологической документации входит: Непосредственно на местности осмотр скважины, первичный просмотр и фиксация поднятого керна. Особое внимание уделяется физическому состоянию керна, правильности его укладки в ящики, соответствие фактической глубины и отраженной в буровом журнале, этикетках и маркировках. Керна из каждого рейса должен быть отмечен меткой на бортике ящика и биркой, на которой отмечаются: номер агрегата и скважины, дата и смена бурения и интервал, выход керна в метрах и процентах. На торцевой стороне кернового ящика указывается: номер ящика, участок, профиль, скважина, интервал, дата бурения.

Ящики, с полностью уложенным керном, своевременно вывозятся технической службой на керносклад ГРП, где производится окончательная документация керна. Геологическое описание керна выполняется в сводном журнале документации. В этом журнале указываются:

- все геолого-технические показатели по скважине и керну (дата начала и завершения бурения, дата приостановки бурения и ее причины, диаметр бурения и керна, выполненный рейс, его дата, выход керна и т. д);
- все данные по опробованию, переопробованию, контрольному и дополнительному опробованию, перемещению проб, их размерам и назначению, а после получения анализов данные по рудным интервалам (пробам).

Сводное геологическое описание, в отличие от полевого, проводится не по рейсам, а по геологически обоснованным интервалам. Для разбивки рудных и минерализованных зон необходимо пользоваться данными каротажа. По этим данным уточняются и корректируются глубины всевозможных контактов. Описание керна проводится как можно достоверно и максимально с необходимыми зарисовками; обязательно указываются характер контактов и углы их встречи с осью скважины. Геологическое описание должно соответствовать фотографиям и их дополнять, поэтому при документации рекомендуется пользоваться соответствующими снимками. В процессе документации керна определяются

и маркируются интервалы опробования, наиболее интересные места керна для детального фотографирования, наносятся линии для распиловки керна.

После окончания зарисовки и описания керна, его сравнивают с фотографиями, данными каротажа, наносят интервалы опробования и линии распиловки. Все данные заносятся в ПК; убеждаются, что все зафиксировано в полном объеме и методически верно, при необходимости керна повторно описывается и фотографируется, необходимые данные корректируются. Убедившись в том, что первичный материал (керна, результаты бурения и т.д.) достоверно отражен в геологической документации, сохранен в электронных носителях, керна отправляется на распиловку и опробование.

Документация скважин сопровождается соответствующими актами (заложения и закрытия скважин, акты контрольных замеров, акты геологических и технических осложнений и т. д.).

Геологическая документация является основным документом полевых работ геологической службы, выполняется аккуратно и на надежном материале (твердая надежно переплетенная книга). После полного опробования, полевого обобщения полученных результатов (предварительных построений разрезов) первичная документация со всеми материалами в бумажном и электронном исполнении отправляется в геологический отдел компании Заказчика для окончательной обработки и оформления материалов к подсчету запасов и окончательному отчету.

Документацию керна скважин проводит участковый геолог под руководством старшего геолога, достоверность и методическую грамотность выполненной работы периодически заверяет главный (ведущий) геолог. Документацию керна скважин в опорных профилях проводит старший или ведущий геолог.

Геологическая документация является самым ответственным этапом при изучении месторождений в процессе разведки. Поэтому к качеству первичных геологических документов предъявляются высокие требования. Они должны выполняться тщательно, точно и объективно, с максимальной полнотой отражать наблюдаемые факты. Здесь еще раз уместно напомнить, что *неправильные выводы, сделанные при правильном ведении геологической документации, можно исправить, но неправильно составленную геологическую документацию в большинстве случаев исправить нельзя.* Геологическую документацию следует поручать высококвалифицированным геологам, ибо в самой документации уже заключен творческий элемент - отбор документируемого материала. Первичная геологическая документация обеспечивает накопление всех данных, необходимых для получения правильного представления об особенностях геологического строения месторождения, морфологии тел полезных ископаемых, условиях их залегания и внутреннего строения, пространственного распределения в них полезных и вредных компонентов и других характеристик, определяющих промышленную ценность объекта. Все записи в полевой книжке должны вестись простым черным карандашом или шариковой ручкой. В полевых

книжках не допускаются подчистки, исправления и стирание резинкой, заклеивание или вырывание страниц.

Камеральная обработка полевых материалов

Полевая камеральная обработка материалов

Текущая камеральная обработка полевых геологоразведочных материалов разведочных работ будет производиться непосредственно на месте. Она будет заключаться в следующем:

- составление геологических планов поверхности в масштабе 1:1000 – 1:2000;
- систематическое пополнение рабочих вариантов геологических разрезов и планов по мере бурения скважин в линии разведочных профилей;
- разноска и обработка результатов анализов: в журналы опробования, на планы опробования, на геологические разрезы;
- составление геологических колонок по пробуренным скважинам;
- вычисление пространственного положения стволов скважин по данным инклинометрии;
- анализ результатов буровых работ с целью обоснования направления дальнейших геологоразведочных работ;
- в полевых условиях постоянно пополняется база данных.

Промежуточная камеральная обработка материалов

Основной задачей этого вида работ является систематизация, анализ и обобщение полученного фактического материала в ходе полевых исследований. Результатом этих исследований будет составление ежемесячных и ежегодных информационных отчетов с направлением исследований на последующие полевые сезоны, дополнение и составление комплекта карт разного назначения (геологические, минерагенические, прогнозные и т.д.), составление геологических разрезов по буровым линиям.

Виды, объемы, методы и сроки проведения лабораторных работ

Химический состав руд будет изучаться с полнотой, обеспечивающей установление содержаний золота и его пробы, наличия и промышленной значимости попутных полезных компонентов, а также выявление вредных примесей. Содержания их в руде определяются анализами проб химическими, пробирными, спектральными, и другими методами, установленными государственными стандартами или утвержденными Научным советом по аналитическим методам (НСАМ).

Необходимо отметить, что в практике зарубежных золоторудных компаний для обоснования материалов подсчета запасов и при разработке инвестиционных программ («банковского» ТЭО) наиболее надежными и предпочтительными считаются результаты пробирного анализа.

Аналитические работы будут проводиться на золото пробирным анализом с атомно абсорбционным окончанием. Далее после выделения рудных интервалов по золоту будут дополнительно проводиться

аналитические многоэлементные исследования (35эл) методом ICP AES с царско-водочным разложением.

Контроль лабораторных исследований

Для оценки степени надежности аналитических данных должен проводиться внутренний и внешний контроль качества работы основной лаборатории, проводящей аналитический анализ проб.

Внутренний контроль выполняется лабораторией, выполняющей массовые анализы проб, и служит для выявления случайных погрешностей. Для этого в лабораторию направляются контрольные пробы. Дубликаты шифруются. В обязательном порядке на внутренний контроль направляются пробы, показавшие аномально высокие и угаданные содержания металлов.

Внутренний контроль проводится систематически в течение всего периода разведочных работ. Ежегодно по каждому классу содержаний на внутренний контроль должно быть отправлено 5 % проб, или не менее 30 (если 5% - это менее 30 проб).

Для своевременного выявления и устранения возможных систематических ошибок в работе основной лаборатории необходимо проведение внешнего контроля, который будет проводиться в другой лаборатории Республики Казахстан теми же методами, что и в основной лаборатории.

На внешний контроль отправляются пробы, прошедшие внутренний контроль раздельно по классам содержаний полезного ископаемого не реже одного раза в год.

Внешним контролем проверяется не только качество работы основной лаборатории, но и правомерность выбранного метода анализа.

Объем внутреннего и внешнего контроля должен обеспечивать представительность выборки по каждому классу содержаний алюминия.

На внутренний и внешний контроль будет отправлено 5%.

Обработка данных внутреннего и внешнего контроля по каждому классу содержаний производится по периодам (полугодие) раздельно по каждому методу анализа и лаборатории, выполняющей основные анализы.

Оценка случайной погрешности анализов выполняется по формуле:

$$\zeta_{ncc} = \sqrt{\frac{\sum (x - y)^2}{2n}}$$

где:

- ζ_{ncc} – среднеквадратическая погрешность анализа;
- x – содержание золота по основным анализам;
- y – содержание золота по контрольным анализам;
- n – количество проб.

Вычислив среднеквадратическую погрешность ζ_{ncc} , определяется относительная случайная погрешность анализа:

$$\tau_{исп.} = \frac{2\sigma_{исп.}}{\bar{x} + \bar{y}} 100\%$$

где:

- τ – относительная случайная погрешность анализа, %;
- \bar{x} - среднее содержание золота в основных пробах;
- \bar{y} - среднее содержание золота в контрольных пробах.

Величина допустимой относительной, случайной погрешности регламентирована инструкцией ГКЗ по применению классификации запасов черных металлов.

Если случайная погрешность превысит допустимые, результаты основных анализов данного класса содержаний и периода работы лаборатории бракуются и все пробы подлежат повторному анализу с выполнением внутреннего контроля. Одновременно основной лабораторией должны быть выяснены причины брака и приняты меры по его устранению.

При обработке внутреннего контроля исключаются пробы, в которых содержание полезного ископаемого по данным рядового и контрольного определения различается более чем на три относительных среднеквадратических погрешности.

Расчет систематических погрешностей между основными и контрольными (внешний геологический контроль) анализами производится согласно методическим указаниям НСАМ «Методы геологического контроля аналитической работы» по пробам прошедшим внутренний контроль по следующим формулам:

$$1) \bar{x} = \frac{\sum x}{n}; \quad 2) \bar{d} = \frac{\sum (x_i - y_i)}{n}; \quad 3) \bar{d}_2 = \frac{\bar{d} \cdot 100}{x}$$

где:

- \bar{x} - содержание золота по основным анализам, %;
- \bar{x}_i - содержание золота по основным анализам в i-той пробе, %;
- \bar{d} - систематическое расхождение, г/т;
- \bar{d}_2 - относительное систематическое расхождение, %
- y_i - содержание золота по контрольным анализам в i-той пробе, %
- n – количество проб.

Значимость систематических расхождений оценивается с помощью t-критерия (распределение Стьюдента).

$$4) t_{\text{экс.}} = \frac{|\bar{d}| \cdot \sqrt{n}}{S_d} \quad t_{\text{экс.}} \leq t_{\text{табл.}} \quad (t - \text{критерий распределения Стьюдента})$$

где:

- S_d – выборочное среднеквадратичное отклонение;
- $t_{\text{табл.}}$ – значение критерия, зависящее от количества проб в выборке.

$$5) s_d = \sqrt{\frac{\sum (d_i - \bar{d})^2}{n-1}}$$

Дополнительную оценку значимости выполняют критерием ничтожной погрешности

$$\frac{|\bar{d}_2|}{\sigma_{D_2}} \leq 0,33 - \text{систематическое расхождение по критерию «ничтожной погрешности»}.$$

где:

σ_{D_2} - предельно допустимая относительная среднеквадратическая погрешность анализов (в %) по классам содержаний.

При выявлении, по данным внешнего контроля систематических расхождений между результатами анализов основной и контролирующей лаборатории проводится арбитражный контроль.

На арбитражный контроль направляются хранящиеся в лаборатории аналитические дубликаты рядовых проб и остатки аналитических проб, по которым имеются результаты рядовых и внешних контрольных анализов. Контролю подлежат 30 - 40 проб по каждому классу содержаний, по которому выявлены систематические расхождения.

При подтверждении арбитражным анализом систематических расхождений следует выяснить их причины и разработать мероприятия по устранению, а также решить вопрос повторного анализа всех проб данного класса содержаний и периода работы основной лаборатории или введении в результаты основных анализов соответствующего поправочного коэффициента.

Без проведения арбитражного контроля введение поправочных коэффициентов не допускаются. По результатам выполненного контроля отбора, обработки, и анализа проб – должна быть оценена возможная погрешность выделения рудных интервалов и определения их параметров.

Кроме того, для оперативного регулярного контроля за качеством подготовки проб и проведением атомно-абсорбционных анализов на золото в течение всего срока ГРП будет применяться контроль основной анализирующей лаборатории по стандартным образцам и бланковым пробам. Бланковая (пустая) проба добавляется в пределах любой границы минерализации или в ее конце в пределах скважины. Размер пустой пробы должен быть равным весу рядовой пробы и по виду и минералогическому составу она должна быть идентичная породам заказа. Обычно 1 пустая проба добавляется на каждые 20 проб реестра. Стандартные образцы изготавливаются из руд месторождения, либо приобретаются уже в готовом виде. В случае приобретения готовых стандартных образцов, следует обратить особое внимание на то, чтобы эти образцы были изготовлены из рудного материала по минеральному и вещественному составу, а также по

уровню концентраций золота аналогичного рудам месторождения. Стандартные образцы также добавляются в партию проб направляемых в лабораторию из расчета 1 стандарт на 20 рядовых проб.

Общий объем аналитических работ составит:

- аналитические работы основных проб - 5 940
- аналитические работы внутреннего и внешнего контроля - 1 188.

1.7.2 Геологоразведочные работы ТМО месторождения Майкаин С

Техногенно-минеральные образования административно расположены в пределах горного отвода месторождения Майкаин С в Баянаульском районе Павлодарской области Республики Казахстан.

Для геологического изучения определены 10 отвалов горнорудного производства месторождения Майкаин.

Целью геологического изучения объектов является определение и уточнение следующих данных по ТМО:

- 1) количество и качество техногенного минерального сырья;
- 2) размеры, формы и внутреннее строение техногенных залежей;
- 3) вещественный состав и закономерности пространственного распределения полезных компонентов;
- 4) технологические показатели по извлечению полезных компонентов;
- 5) гидрогеологические и инженерно-геологические условия ТМО;
- 6) составление отчета с подсчетом запасов балансовых полезных ископаемых.

Задачей данного раздела проекта является оценка запасов ТМО по категории C_1 и C_2 .

Учитывая геологические условия, для решения этих задач предусматриваются следующие виды работ:

- 1) маршрутные исследования поверхности техногенных минеральных образований и топогеодезическая съемка поверхности площади отвалов с составлением ситуационного плана в масштабе 1:2000;
- 2) бурение геологических скважин по технологии обратной циркуляции сжатого воздуха (РС-бурение) с отбором шлама с интервалом 1 метр..

Организация работ

Геологоразведочные работы будут осуществляться силами подрядных организаций. Техническое водоснабжение из подземных горных выработок. Электроснабжение – от автономных дизельных электростанций, снабжение ГСМ – с нефтебазы с. Майкаин

топливозаправщиком. Аналитические исследования будут выполнены в аттестованной лаборатории.

Буровые работы

Всего запроектировано 107 скважины РС общим объемом 977 п.м.

Бурение методом РС достигается посредством продувки воздуха по штангам, дифференциальное давление создает аэродинамическую подъёмную силу, поднимающую воду и шлам вверх по внутренней трубе, которая находится внутри каждой штанги. Он достигает диффузора в верхней части скважины, затем движется через прободоотборный шланг, который присоединен к верхней части циклона. Буровой шлам проходит внутри циклона (конусного

делителя) до тех пор, пока не выйдет через основной и дополнительные порты, затем он собирается в прободоотборные мешки.

Перед началом бурения устье скважины закрепляется кондуктором. Закрепление устья необходимо для недопущения обрушения стенок и фиксирования буровой колонны в верхней части скважины. При забурке скважин в твердых породах обсадка устья может быть необязательной. Отбор проб можно производиться из трех портов конусного делителя – основного, левого и правого. Средний вес пробы из основного порта при длине пробы 1 м и диаметре бурения 136 мм составляет 20-25 кг, из левого и правого портов по 3-4 кг. Общий вес шлама из трех портов при 1 м длине секции опробования – около 30 кг. Буровые установки монтируются как в передвижных самоходных утепленных корпусах, так и на самоходной колесной и гусеничной базе, что позволяет проводить работы в любое время года в любых климатических, географических, ландшафтных и горно-геологических условиях.

Опробование

Опробование техногенных минеральных образований производится с целью изучения минерального и химического состава, физико-механических и других свойств техногенного минерального сырья и оценки их качества и соответствия требованиям промышленности. По результатам опробования выделяются и оконтуриваются техногенные залежи, устанавливаются их внутреннее строение и содержание полезных компонентов, определяются количество и качество техногенного минерального сырья.

Шламовое опробование скважин РС. Все РС скважины подлежат опробованию. В пробу будет отбираться шлам, полученный в результате бурения сплошным забоем. Шлам потоком воздуха подается наверх по внутренней трубе, что исключает возможность заражения проб посторонним материалом со стенок скважины. Он достигает диффузора в верхней части скважины, затем через прободоотборный шланг поступает в циклон (конусный делитель). В процессе транспортировки шлам равномерно перемешивается и усредняется, что позволяет производить деление пробы непосредственно во

время бурения скважины. Вывод шлама осуществляется через основной и два дополнительных порта и затем он собирается в пробоотборные мешки. В обводненных породах используются бустерные компрессоры, которые увеличивают давление воздуха на забое в два раза, в результате чего производится сухой буровой шлам.

После отбора пробы, буровой снаряд и конусный делитель в обязательном порядке продувается потоком воздуха. По опыту работ, оптимальный интервал опробования пневмоскважин составляет 1 м. Средний выход шламового материала при бурении скважин РС обычно составляет 95-98%. При однометровом интервале шламового опробования и диаметре бурения 136 мм, вес шламового материала, поднятого на поверхность, составит 27-30 кг. Через левый и правый дублирующие порты конусного делителя в пробу будет отбираться 1/4 шламового материала или 7,5 кг. Материал из основного порта, общим 20-22 кг с двухметрового интервала, как правило будет оставаться на месте бурения скважины. В отдельных случаях, в соответствии со специально разработанной программой в процессе проведения геологоразведочных работ, часть материала из центрального порта по рудным интервалам будет отбираться в пробные мешки и направляться на формирование технологических проб. Всего будет отобрано 1 173 шламовых проб РС. Контроль опробования составит 5%, или 59 проб. Контрольные пробы будут отбираться из материала, прошедшего через основной порт. При отборе контрольных проб будет использоваться делитель Джонса.

Аналитические работы

Комплекс лабораторных работ, предусматриваемый настоящим проектом, предназначен для определения качественной и количественной характеристики ТМО, химического состава, физикомеханических свойств и технологических характеристик обогащения.

Шламовые пробы после соответствующей обработки будут отправлены на следующий комплекс лабораторных анализов:

1. Пробирный анализ на золото с атомно-абсорбционным окончанием;
2. анализ на серебро-царско-водочное разложение с атомно-абсорбционным окончанием.

Внутренний контроль выполняется лабораторией, выполняющей массовые анализы проб, и служит для выявления случайных погрешностей. Для этого в лабораторию направляются контрольные пробы. Дубликаты шифруются. В обязательном порядке на внутренний контроль направляются пробы, показавшие аномально высокие и угаданные содержания металлов.

Внутренний контроль проводится систематически в течение всего периода поисковых работ. Ежегодно по каждому классу содержаний на внутренний контроль должно быть отправлено 5 % проб, или не менее 30 (если 5% - это менее 30 проб).

Общий объем аналитических работ составит:

- аналитические работы основных проб- 1 173
- внутренний и внешний контроль – 106.

Финансовые затраты на проведение доразведки на месторождении Майкаин С

№ пп	Наименование работ и затрат	ед изм.	Стоим. Единицы	1 год		2 год		суммарный объем	общая стоимость
				объем	сумма	объем	сумма		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
	I. Затраты на доразведку месторождения «Майкаин С»								
2	Геодезические работы								
2.1	Привязка скважин	скв	110 000	27	2 970 000			27	2 970 000
3	Бурение скважин								
3.1	Поисково-разведочное бурение с отбором керна	пог. м	30 000	5940	178 200 000			5940	178 200 000
	Мобилизация/демобилизация		15 000 000	1	15 000 000			1	15 000 000
3.2	Геологическое сопровождение буровых работ	пог. м	3 300	5940	19 602 000			5940	19 602 000
	Итого бурение				212 802 000				212 802 000
4	Геофизические работы								
4.1	Инклинометрия скважин	пог. м	1900	5940	11 286 000			5940	11 286 000
	Итого геофизические работы	тенге			11 286 000				11 286 000
5	Опробование								
5.1	Отбор керновых проб	проба	1 440	5940	8 553 600			5940	8 553 600
5.2	Распиловка керна	пог. м	2 100	5940	12 474 000			5940	12 474 000
	Итого опробование				21 027 600				21 027 600
	Итого полевые работы								245 115 600
6	Затраты, сопутствующие полевым работам								
6.1	Содержание полевого лагеря	тенге	1 500 000	3,0	4 500 000				4 500 000
	Всего стоимость полевых работ	тенге			249 615 600				249 615 600
7	Лабораторные работы								
7.1	Пробирный анализ	анализ	9 800	2970	29 106 000	2970	29 106 000	5940	58 212 000
7.2	Геологический контроль анализов (внутренний и внешний)	анализ	1 488	594	3 029 400	594	3 029 400	1188	6 058 800
7.3	Стандартные образцы	проба	1 500	594	891 000	594	891 000	1188	1 782 000

2 ПРОИЗВОДСТВЕННАЯ МОЩНОСТЬ ПРЕДПРИЯТИЯ, СРОК СЛУЖБЫ И РЕЖИМ РАБОТЫ РУДНИКА

В соответствии с "Нормами технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки" годовую производственную мощность рудника по горным возможностям для месторождений с углом падения 30-90° определяется исходя из величины годового понижения уровня выемки на месторождении по формуле:

$$A = \frac{V \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot S \cdot \gamma \cdot (1 - K_{\Pi})}{(1 - \rho)}, \text{ тыс. т в год} \quad (2.1)$$

где $V=18$, м – годовое понижение уровня выемки;

Поправочные коэффициенты к величине годового понижения:

$K_1=1,2$ – на угол падения рудных тел;

$K_2=0,6$ – на мощность рудных тел;

$K_3=0,8$ – на применяемые системы разработки (с обрушением);

$K_4=1,0$ – на число этажей, находящихся в одновременной работе;

$\gamma = 3,5$ т/м³ – удельный вес руды;

$K_{\Pi}=0,12$ – коэффициент потерь;

$\rho = 0,18$ - коэффициент разубоживания;

$S=4000$, м² – средняя величина рудной площади в этаже.

$A=155$ тыс.т руды в год.

Учитывая сложность горно-геологических и горнотехнических условий разработки месторождения (сближенные рудные тела, тектонические нарушения и т.п.) проектом принимается годовая производственная мощность рудника $A=140$ тыс.т руды в год.

2.1 Срок службы рудника

Срок службы рудника рассчитывается по формуле

$$T = T_p + \frac{Q}{A(1-\rho)} + T_3 = 1 + \frac{975(1-0,08)}{140(1-0,12)} + 1 = 1 + 9 + 1 = 11 \text{ лет.} \quad (2.2)$$

где, T_p – срок строительства рудника, $T_p=1$ года;

Q – балансовые запасы месторождения, $Q=975$ тыс.т.;

T_3 – время на затухание рудника, $T_3=1$ года.

Извлекаемые запасы составляют 1016 тыс.т.

-1	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
	30	50	140	140	140	140	140	140	96	

2.2 Режим работы рудника

Согласно «Норм технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки» (1986 г.) принимается

следующий порядок работы подземного рудника "Майкаин С" в увязке с работой ОФ:

Число рабочих дней в году	- 305
Число рабочих смен в сутки:	- 3
в т. ч. по выдаче руды	- 3
буровая	- 1-2
обслуживание машин в смену	- ежесменная
ремонт машин	- по графику
Продолжительность рабочей смены, час.	- 7

Междусменный перерыв 1 час предназначен для проветривания выработок и очистных забоев после взрывных работ.

Семичасовая рабочая смена принимается из условия выполнения полного цикла проходческих работ.

В добычные смены производится погрузка и вывозка горной массы из проходческих и очистных забоев. В ремонтную смену предусматривается производить буровзрывные работы в очистных забоях, профилактический осмотр и ремонт горно-шахтного оборудования, работы по осмотру, креплению горных выработок, прокладке коммуникаций, вентиляционных труб и прочее.

3. ВСКРЫТИЕ И ПОДГОТОВКА МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Выбор способа вскрытия и подготовки обуславливает себестоимость добычи полезного ископаемого, капитальные затраты, потери в целиках и экономику предприятия в целом. Для этого выбирается несколько вариантов вскрытия, а из них, наиболее экономически выгодный вариант.

Для месторождения Майкаин С приемлемыми вариантами вскрытия являются:

1. Двумя фланговыми вертикальными стволами (клетевой, вентиляционный) и этажными квершлагами;
2. Одним центральным вертикальным стволом со стороны лежачего бока и этажными квершлагами, а также двумя фланговыми вентиляционными стволами;
3. Одним наклонным автотранспортным съездом со стороны лежачего бока, пройденным с поверхности и этажными квершлагами, а также одним фланговым вентиляционным стволом (восстающий).

Из рассматриваемых вариантов вскрытия с явными отрицательными признаками являются:

2 вариант – большая протяженность вертикальных выработок, откатка горной массы на каждом горизонте, относительно высокие капитальные затраты на строительство ОД;

В соответствии с расчетами проведено сравнение первого и третьего вариантов произведем по технико-экономическим показателям.

Расчеты показали, что приведенные затраты по 1-му варианту составили 3798 тг/тонну, а по 3-му варианту – 2296 тг/тонну, что на 40% экономически эффективнее вариант 3.

3.1 Принятая схема вскрытия

Запасы рудных тел вскрываются и подготавливаются автотранспортным уклоном, этажными транспортными штреками и вентиляционно-лифтовыми восстающими.

Для вскрытия подкарьерных запасов месторождения «Майкаин С» проектом предусмотрено укладка бетонной «подушки» в местах выхода рудных тел на поверхность с целью исключения подтопления шахты, а также уменьшения потери в подкарьерных целиках.

С юго-западной части месторождения Майкаин С, за зоной сдвижения массива, с отметки 273 м засекается автотранспортный съезд (АТС), который оборудуется порталом. Длина портала уклона – 20-30 м, сечение – $14,1 \text{ м}^2$.

Далее от портала проходится автотранспортный съезд до отметки +40м. По мере проходки съезда, из него выбиваются высечки на горизонтах (отметки 190, 150, 100 и 40 м) и подэтажах (отметки 170, 125, 80 и 60м). Директивный угол наклона съезда 7° , на прямолинейных участках – $7-8^\circ$, на закруглениях – $5-6^\circ$. Сечение автотранспортного съезда – $12,5 \text{ м}^2$, а на закруглениях $14,1 \text{ м}^2$.

АТС предназначен для транспортировки горной массы, доставки оборудования и материалов на горизонты и подэтажи, а также служит для выдачи отработанного воздуха на поверхность и в качестве запасного выхода на поверхность.

Данная схема вскрытия принята с целью ускорения ввода в эксплуатацию запасов месторождения «Майкаин С», она является усовершенствованной схемой вскрытия и подготовки рудных тел. Использование автотранспортного уклона сокращает объем вертикальных выработок и оборудование комплекса подъема, позволяет применить мобильное самоходное оборудование и сократить процессы перегрузки горной массы, а также безопасно осуществлять перевозку людей автотранспортом специального назначения.

Сечение квершлагов и штреков, по которым производится транспортировка руды, также принято равным $12,5 \text{ м}^2$, а за пределами рудного тела до сбойки с вентиляционно-лифтовым восстающим – $7,4 \text{ м}^2$. Сечения экспло-разведочных $8,4-9,5 \text{ м}^2$, подэтажных буровых и доставочных штреков (доставочно-буровые) колеблется от $9,5$ до 10 м^2 в зависимости от условий проходки выработок.

Одновременно с проходкой АТС, на юго-западном фланге участка для подачи свежего воздуха и организации второго запасного выхода восстанавливается ранее пройденный ствол шх. 42 с поверхности на отметку

150м, который оборудуется в вентиляционно-лифтовой восстающий с лифтовым подъемником УПГЛ или П-1000, ходовым и вентиляционным отделениями. С углублением на горизонты ниже отм. 150м проходится слепой вентиляционно-лифтовой восстающий №2 сечением – $7,4\text{м}^2$, дублирующий назначение восстановленной шх. 42.

Устье автотранспортного уклона оборудуется порталом. По мере проходки уклона через 25м формируется ниша безопасности, а через 100-200 м по его длине оборудуются погрузочные пункты и технологические ниши (камеры), которые используются для разминовки и разворота самоходного оборудования, укрытия самоходных машин, а также установки вентиляторов местного проветривания.

По мере проходки этажных транспортных штреков также оборудуются перегрузочные пункты и технологические ниши.

3.2 Подготовка месторождения

Развитие горных работ на этажах начинают проходкой из автотранспортного уклона этажных доставочно-вентиляционных, полевых и рудных штреков, этажных вентиляционных восстающих (ВВ), перегрузочных камер и рудоспусков в блоках с уровня этажного горизонта и участковых наклонных съездов. Два-три этажа предусматривается в подготовке и развитии очистной добычи руды и один в проходке этажных подходных выработок к блокам.

Конструктивное оформление при подготовке блоков с использованием самоходного оборудования осуществляется с учетом одновременной подготовки на этаже 2-3-х блоков.

Принят последовательно-параллельный порядок развития и движения фронтов очистной выемки руды на этажах и в блоках по простиранию рудных тел, т.е. с формированием на этажах одновременно двух-трех выемочных блоков с последовательной их выемкой и параллельным ведением в них очистных работ.

Технологический порядок подготовки и отработки блоков определяется принятой для соответствующих условий системой разработки. Подготовительные и нарезные выработки располагают максимально по руде в контурах отрабатываемых рудных тел.

Этажи отрабатывают в нисходящем порядке. Шаг опережения отработки верхних этажей по отношению к нижерасположенным этажам равен половине высоты этажа (ППБ ПС РК, §560). Сближенные параллельные рудные тела отрабатываются в направлении от висячего к лежащему боку.

В условиях отработки маломощных рудных тел с изменяющимися по их падению морфологией и мощностью для рационального размещения рудных буровых и полевых транспортно-доставочных выработок относительно выемочного контура рудных тел предусматривается

проведение эксплуатационной разведки. Эксплуатационная разведка заключается в бурении из основной этажной выработки веерных разведочных скважин вкрест простирания рудных тел. Методика определения количества скважин, их расположение уточняется геолого-маркшейдерской службой рудника. По результатам данной разведки составляются локальные проекты подготовки и отработки блоков.

Проектом определены запасы по степени готовности к эксплуатации, которые подразделяются на вскрытые, подготовленные и готовые к выемке.

Вскрытыми считаются часть балансовых запасов месторождения, для разработки которых выполнены все горнокапитальные работы по вскрытию. Для отнесения запасов к группе вскрытых необходимо подсечение горной выработкой контакта висячего или лежащего бока залежи; если месторождение представлено несколькими залежами - то каждой залежи:

границы вскрытых запасов принимаются:

по восстанию - от горизонта подсечения залежи горнокапитальной вскрывающей выработкой до вышележащего горизонта или выклинивания залежи;

по простиранию - в пределах участков, для которых выполнены горнокапитальные работы по вскрытию;

вкрест простирания: для наклонных и крутопадающих месторождений - в пределах всей мощности, для которых выполнены горнокапитальные работы по вскрытию. При этом по запасам, находящимся выше горизонта подсечения, пройдены все горнокапитальные вскрывающие выработки.

Подготовленными считается часть вскрытых запасов в блоках или участках, в которых пройдены все горноподготовительные выработки, предусмотренные проектом.

Готовыми к выемке считаются запасы блоков и участков, в которых пройдены все нарезные выработки, предусмотренные проектом.

Обеспеченность рудника вскрытыми запасами принимается, исходя из времени, необходимого для вскрытия следующего участка (горизонта) месторождения.

Величина вскрытых запасов с учетом опыта эксплуатации аналогичного месторождения проектом принимается на 12 месяцев, подготовленных – на 15 месяцев и готовых к выемке на 2 месяца для системы разработки с подэтажными штреками и для системы разработки с магазинированием руды соответственно на 10 и 5 месяцев.

3.3 Определение содержания условного металла

Для определения ценности и бортового содержания руды, при котором будут покрыты все затраты на добычу, определяется условный металл, золото по формуле

$$\alpha_y = \sum_1^s \alpha_s K_s = 4,53 + 27,67 \cdot 0,03 + 0,1 \cdot 0,7 \cdot 2,9 = 5,56 \text{ г/т} \quad (3.20)$$

$$K_s = \frac{n_s \cdot \varepsilon_s}{n_i \cdot \varepsilon_i} \quad (3.21)$$

$$n_s = \Pi_{os} - P_s = 3800 - 2800 = 1000 \$/\text{т} \quad (3.22)$$

где α_s – содержание s-того металла в руде, г/т;
 K_s – переводной коэффициент s-того металла, дол. ед.;
 n_s – чистая прибыль металлургического предприятия, \$/т;
 Π_{os} – оптовая цена s-того металла, \$/т;
 P_s – затраты на получение s-того металла, \$/т;
 ε_s – коэффициент извлечения s-того металла, дол. ед.;
 n_i, ε_i – соответственно чистая прибыль и коэффициент извлечения основного металла, золота.

$$K_{Ag} = \frac{30 \cdot 0,9}{1000 \cdot 0,9} = 0,03 \quad K_{Cu} = \frac{3750 \cdot 0,7}{1000 \cdot 0,9} = 2,9$$

3.4 Показатели ценности руды

Промышленная ценность руды

$$\text{Цп.к} = 0,001 \cdot \text{Цм} \cdot \alpha_{\text{ср}} = 0,001 \cdot 7233000 \cdot 2,7 = 19529 \text{ тг/т}, \quad (3.23)$$

где Цм – цена 1т металла в кондиционных концентратах, тг/т.

Чистый доход или рентабельность рудника

$$R = \text{Цп.к} - C = 19529 - 14800 = 5397 \text{ тг/т}, \quad (3.24)$$

где C – себестоимость добычи 1т руды, тг/т.

Рентабельность за год

$$RA = R \cdot A = 5397 \cdot 250000 = 1349 \text{ тыс. тг} \quad (3.25)$$

Рентабельность за весь срок разработки месторождения

$$RQ = R \cdot Q = 5397 \cdot 5707294 = 30,8 \text{ млрд. тг} \quad (3.26)$$

Коэффициент рентабельности

$$KR = \text{Цп}/C = 19529/14800 = 1,3 \quad (3.27)$$

4 ТЕХНОЛОГИЯ ДОБЫЧИ РУДЫ

4.1 Выбор системы разработки

Выбор системы разработки на основании технико-экономического сравнения произведен по следующим факторам:

- величина и качество разведанных запасов месторождения в зависимости от экономически обоснованного бортового содержания для применяемой системы разработки;
- геологические и горнотехнические условия залегания промышленного оруденения с учетом изменчивости параметров рудных тел, контуров запасов, непрерывности минерализации;
- производительность системы разработки и минимизация себестоимости добычи руды;
- применение комплексной механизации работ на основе высокопроизводительного технологического оборудования;
- с учетом требований безопасности труда, промышленной санитарии и охраны недр.

Горно-геологические и горнотехнические условия месторождения «Майкаин С» по устойчивости и анализ распределения запасов залежей по горизонтам, мощностям и углам падения позволили определить целесообразность применения следующих систем разработки:

1. Система с магазинированием руды - для маломощных рудных тел.
2. Этажно-камерная система разработки с отбойкой руды скважинами из подэтажных штреков – для мощных рудных тел.

Решение о применении выбранных систем разработки основано «Проектом промышленных кондиций и подсчета запасов золоторудного месторождения Майкаин С».

Система разработки с отбойкой из подэтажных штреков достаточно эффективна при использовании самоходного горного оборудования на очистных работах и может обеспечить высокую производительность рудника.

4.2 Принципы деления промышленных запасов

В соответствии с принятой схемой вскрытия и отработки запасов подземного рудника все запасы месторождения разделены на этажи высотой 50-60 м.

Промышленные запасы каждого этажа рассматриваются в виде отдельного блока, ограниченного сверху и снизу смежными этажами, а по простиранию и вкрест простирания соответственно длиной рудного тела по простиранию и его горизонтальной мощностью.

Каждый этаж делится на подэтажи высотой 20 м. Подэтажи являются самостоятельной выемочной единицей, так как имеют общую схему подготовки.

Принятый принцип распределения запасов положен в основу детального проектирования и календарного планирования отработки подземного рудника.

4.3 Характеристика системы разработки

4.3.1 Общие решения

Учитывая горно-геологические и горнотехнические условия месторождения «Майкаин С», опыт работы отечественных рудников, а также мировой опыт подземной разработки месторождений со сходными условиями, для участков крутопадающих рудных залежей мощностью $m_p = 1-3$ м по горно-геологическим и горнотехническим условиям, наиболее приемлемой является – система разработки с магазинированием руды блоками со шпуровой отбойкой (рис. СР-01-2015, СР-02-2015).

Для крутопадающих мощных и сближенных маломощных рудных залежей экономически эффективной является - этажно-камерная система разработки с отбойкой руды скважинами из подэтажных штреков. Система разработки, благодаря применению мощного самоходного погрузочно-доставочного и бурового оборудования, из числа систем высокопроизводительных и эффективных.

Рекомендуемая система разработки с отбойкой руды скважинами из подэтажных штреков предусматривает сплошную отработку рудного тела выемочными участками (блоками) без оставления целиков путем послойной отбойки руды скважинами и торцовый выпуск отбитой руды на подэтажном доставочном штреке. При этом отбитая руда в выработанном пространстве располагается под углом естественного откоса от уровня доставочного штрека на всю высоту выработанного пространства. Периодическая послойная отбойка руды над доставочным штреком исключает возможность его разрушения вмещающих пород висячего бока, что выпуск отбитой руды после очередного взрыва будет осуществляться с минимальным количеством породной массы в отбитой руде.

С целью повышения интенсивности выемки руды в блоках отработку их запасов целесообразно осуществлять в отступающем порядке от фланга к флангу рудного тела. После отбойки каждого слоя и выпуска отбитой руды предусматривается планомерное зачистка днища камер путем заезда ПДМ в очистное пространство с дистанционно управляемым средством из безопасного расстояния.

Параметры выемочного участка: длина 50-150 м, высота этажа равна 50-60 м, а высота подэтажа – 20 м, ширина блока соответствует мощности рудного тела.

В зависимости от мощности рудных тел в настоящем проекте рассмотрены следующие варианты рекомендуемой системы:

- вариант с расположением камер по простиранию залежи для отработки рудных тел мощностью 3-5 м;
- вариант с расположением камер вкрест простирания залежи для отработки рудных тел мощностью более 10 м.

Указанные варианты отличаются друг от друга по способу подготовки выемочных блоков и параметрам отдельных конструктивных элементов. Во всех вариантах предусматривается применение на проходческих и очистных работах самоходного дизельного оборудования на пневмошинном ходу.

Конструкция системы разработки должна обеспечивать возможность проведения эксплуатационной разведки, механизацию всех технологических процессов, безопасность горных работ и в частности наличие двух выходов из блока (выемочного участка) на верхний и нижний горизонты.

4.4 Система разработки с магазинированием руды блоками со шпуровой отбойкой

Сущность системы разработки состоит в том, что рудную залежь, подготовленную этажным способом, разделяют по простиранию на отдельные выемочные блоки длиной 40-60 м с высотой блока (этажа) 50-60 м. Восстающие через 4-5 м сбивают с очистными камерами ходками. Расстояние между выпускными выработками днища (дучками) не превышает 4-6 м, толщина потолочины составляет в среднем 3-4 м. Руду в блоке отбивают послойно в восходящем порядке и оставляют на определенный срок в очистном пространстве. В виду того, что она занимает больший объем, чем в массиве, необходимо до 30 % руды по мере отбойки выпускать, оставляя под кровлей свободное пространство высотой около 2 м. Отбитая руда препятствует отслаиванию вмещающих пород в процессе выемки блока и служит основанием (платформой) для рабочих очистного пространства. При этом управление бортами и кровлей осуществляется магазинированием руды.

4.4.1 Горно-подготовительные и нарезные работы блока

Подготовка блока включает проведение погрузочной камеры, вентиляционного штрека, материально-ходовых восстающих.

Нарезка блока – проведение подсечного штрека, выпускных выработок, днища (дучек, разворонок дучек, ниш под дучки), отрезных восстающих, ходки в очистное пространство, скреперного штрека, лебедочной камеры.

4.4.2 Определение параметров и объема подготовительно-нарезных работ блока

Для расчета междуканальных целиков (МКЦ) проектом используется методика ВНИИ [32].

Расчеты осуществляются в два этапа, принимая в качестве окончательного больший из двух полученных расчетами размеров целика.

Определяем ширину «ножек» целика, остающихся после проходки в нем блочного восстающего и горизонтальных ходков.

Определяем ширину междуканального целика с учетом его высоты вкост простирания, причем влияние восстающего и ходков учитываем коэффициентом пригрузки.

Ширину ножки целика вычисляем по формуле:

$$a' = \sqrt{qL}, \quad (4.1)$$

где

$$q = \frac{\gamma \cdot H \cdot k_H \cdot k_\alpha \cdot k_T \cdot k_D}{2 \cdot \sigma_{сж} \cdot h_x}, \quad (4.2)$$

где γ – плотность налегающих пород, $\gamma = 40 \text{ кН/м}^2$;

H – глубина разработки залежи, $H = 50, 100 \text{ м}$;

n – коэффициент запаса, учитывающий изменение прочности, площади поперечного сечения целика и воздействие взрывных работ, $n = 1,7$;

k_H – коэффициент, учитывающий отношение глубины залегания и ширины, $k_H = 0,8$;

k_α – коэффициент, учитывающий угол залегания.

$$k_\alpha = \cos 2\alpha + v \cdot \sin 2\alpha,$$

α – угол падения;

v – коэффициент бокового распора, $v \leq 0,2 \leq 0,4$, принимаем $v = 0,4$;

$$\alpha = 75^\circ, k_\alpha = 0,45;$$

h – расстояние по вертикали между ходками в целике, при шпуровой отбойке $h = 4 \text{ м}$;

b – ширина ходка, $b = 2 \text{ м}$;

k_T – коэффициент структурного ослабления, $k_T = 0,5$;

k_D – коэффициент, учитывающий время стояния целика, $k_D = 0,7$;

$\sigma_{сж}$ – предел прочности материала обнажения при сжатии,

$$\sigma_{сж} = 120 \text{ МПа};$$

h_x – высота ходка, $h_x = 2 \text{ м}$;

L – длина камеры по простиранию (длина блока), $L = 50 \text{ м}, 60 \text{ м}$;

Общая ширина целика:

$$a = 2a' + a_B, \quad (4.3)$$

где a_B – ширина восстающего, $a_B = 2 \text{ м}$.

Вычисляем коэффициент пригрузки:

$$k_r = \frac{ah}{2(h-h_x)}. \quad (4.4)$$

Определяем общую ширину целика с учетом его высоты (размера вкрест простирания или пролета камеры A):

$$\begin{aligned} \text{если } a/A \leq 1, \text{ то } a &= \sqrt{q \cdot D^2 \cdot A} \\ \text{если } a/A > 1, \text{ то } a &= \sqrt{q \cdot D \cdot A} \end{aligned} \quad (4.5)$$

$$q_1 = \frac{\gamma \cdot H \cdot n \cdot k_\alpha \cdot k_H}{1000 \cdot k_T \cdot k_D \cdot \sigma_{сж}} \quad (4.6)$$

где $A = 2, 3, 4$ для шпуровой отбойки.

При мелкошпуровой отбойке руды в камерах к расчетной общей шириной целиков a добавляют по 0,3 м с каждой стороны.

Для шпуровой отбойки при мощности рудного тела 3 м, глубине залегания – 100 м и длине блока – 50 м определяем ширину ножки целика:

$$q = \frac{40 \cdot 1,7 \cdot 0,45 \cdot 4 \cdot 2 \cdot 0,8 \cdot 100}{2000 \cdot 0,5 \cdot 0,7 \cdot 120 \cdot (4 - 2)} = 0,12$$

$$a' = \sqrt{0,12 \cdot 50} \approx 2,5 \text{ м.}$$

Общая ширина целика

$$a = 2 \times 2,5 + 2 = 7 \text{ м.}$$

Находим коэффициент пригрузки

$$k_H = \frac{7,0 \cdot 4}{2 \cdot 2,5 \cdot (4 - 2)} = 1,4$$

Определяем общую ширину целика с учетом пролета камеры $A = 4$, проверяем условие a/A :

$$a/A = 7,0 / 4 = 1,75 > 1, \text{ поэтому}$$

$$a = \sqrt{q \cdot L \cdot A},$$

$$q_1 = \frac{40 \cdot 100 \cdot 1,7 \cdot 0,45 \cdot 0,8}{1000 \cdot 0,5 \cdot 0,7 \cdot 120} = 0,06$$

тогда

$$a = \sqrt{0,06 \cdot 50 \cdot 4} = 3,5 \text{ м.}$$

Допустимая ширина целика при системе разработки с магазинированием руды блоками по условию устойчивости равна:

$l_{МКЦ} = 3,5 + 2 \times 0,6 = 4,7$ м, принимаем максимальное значение целика равно $l_{МКЦ} = 7$ м.

В таблице 4.1 приведены расчетные параметры целиков для длины блока $50 \leq L_b \leq 100$, мощности рудной залежи $2 \leq m \leq 4$ м и глубины разработки $50 \leq H \leq 100$ м.

Таблица 4.1- Параметры междуканальных целиков при системе разработки с
магасинированием руды блоками со шпуровой отбойкой

		Глубина разработки					
		Н = 50 м			Н = 100 м		
Б		2	3	4	2	3	4
50		3,0	3,6	4,1	3,8	4,5	5,2
80		3,5	4,2	4,5	4,5	5,5	6,3
100		3,8	4,5	5,2	4,9	6,0	7,0

Потери руды на конструктивных элементах днища блока являются одним из основных критериев для определения технико-экономических показателей применяемой технологии разработки. Граничными условиями, определяющими оптимальное расстояние между выпускными выработками, служат – устойчивость днища с одной стороны и условия обособленности выпуска руды из каждой дучки.

Минимальное расстояние между выпускными выработками определяется по формуле:

$$l_{дуч} = 1,5 \cdot 1,5 \cdot \sqrt{\frac{2 \cdot k_{оп} \cdot \gamma_{пр} \cdot H}{\sigma_{сж} - \gamma_{пр} \cdot H}} \quad (4.7)$$

где $k_{оп}$ – коэффициент, учитывающий уменьшение прочности днища в зависимости от числа расположенных в нем выработок, $k_{оп} = 1,5$;

$d'_д$ – диаметр выработки выпуска на момент прекращения горных работ, равен диаметру выработки плюс величина разноса, которую принимаем 0,3 м;

k_B – коэффициент, учитывающий уменьшение временного сопротивления пород сжатию от воздействия взрывных работ в выработках выпуска, принимаем 0,7;

$\sigma_{сж}$ – временное сопротивление руды сжатию, кг/см^2 , $\sigma_{сж} = 1200 \text{ кг/см}^2$;

$n_{зп}$ – коэффициент запаса прочности, $n_{зп} = 1,7$;

$\gamma_{пр}$ – объемный вес покрывающих пород, $\gamma_{пр} = 2,9 \text{ т/м}^3$;

H – глубина разработки, м, $H = 100 \text{ м}$.

Подставляя в формулу (4.7) данные, получим, что минимальное расстояние между выпускными отверстиями по условию устойчивости днища блока равно

$$l_{дуч} = 1,5 \cdot 1,5 \cdot \sqrt{\frac{2 \cdot 0,7 \cdot 1200}{0,7 \cdot 1200 - 100 \cdot 2,9 \cdot 1,7}} = 4,95 \approx 5 \text{ м}.$$

Расстояние между выработками днища (дучками) при шпуровой отбойке принимаем 5 м.

Количество дучек и разворонок (воронок) в днище блока определяется по формуле:

$$n_{\text{д.б.}} = \frac{L_{\text{б}} - l_{\text{д}}}{l_{\text{д}}}, \text{ м}, \quad (4.8)$$

где $L_{\text{б}}$ – длина блока, м;

$l_{\text{д}}$ – расстояние между выпускными отверстиями (дучками), $l_{\text{д}} = 5,4$ м;

$l_{\text{МКЦ}}$ – ширина междуканального целика, $l_{\text{МКЦ}} = 7,5$ м;

$d_{\text{д}}$ – диаметр дучки, $d_{\text{д}} = 1,2$ м.

Согласно ПИБ РК между навалом выпускаемой из дучек руды и стенкой выработки скреперования должен оставаться проход для людей. При ширине свободного прохода 0,7 м находим длину сбойки скреперного штрека с дучкой:

$$l_{\text{сб.д.}} = H_{\text{СК}} \times \text{ctg } \alpha_0 - (B_{\text{СК}} - 0,7), \text{ м}, \quad (4.9)$$

где α_0 – угол естественного откоса выпускаемой руды из дучки, $\alpha_0 = 38^\circ$;

$B_{\text{СК}}$ – ширина выработки скреперования, $B_{\text{СК}} = 1,7$ м;

$H_{\text{СК}}$ – высота выработки скреперования, $H_{\text{СК}} = 1,9$ м.

Объем сбойки скреперного штрека с дучкой (ниши под дучки) равен:

$$V_{\text{сб.д.}} = S_{\text{сб.д.}} \cdot l_{\text{сб.д.}}, \text{ м}^3, \quad (4.10)$$

Количество сбоек скреперного штрека с дучками равно количеству дучек на блок, т.е.:

$$n_{\text{сб.д.}} = m_{\text{д.б.}} \quad (4.11)$$

В конструктивном отношении, в зависимости от способа разделки, выпускные воронки представляют усеченную пирамиду или конус. Исходя из этого, объем воронки определяется по формуле:

$$V_{\text{в.д.}} = \frac{1}{3} \pi (r_{\text{н}}^2 + r_{\text{в}}^2 + r_{\text{н}} r_{\text{в}}) h_{\text{р}}, \text{ м}^3, \quad (4.12)$$

где $h_{\text{р}}$ – высота разворонки дучки, м;

$r_{\text{н}}$, $r_{\text{в}}$ – соответственно радиусы нижнего и верхнего оснований, $r_{\text{н}} = 0,6$ м,

$r_{\text{в}} = 2,5$ м.

Во избежание потерь отбитой руды на гребнях дучек, угол откоса дучек принимаем $\alpha_{\text{от}} \geq 45^\circ$, тогда

$$h_{\text{р}} = \frac{l_{\text{д}} - d_{\text{д}}}{2}, \text{ м}, \quad (4.13)$$

Длина материально-ходового восстающего

$$L_{\text{вб}} = \frac{(H_{\text{б}} - H_{\text{ск}})}{\sin \alpha}, \text{ м}, \quad (4.14)$$

где $H_{\text{б}}$ – высота блока;

$H_{\text{сб.х}}$ – высота сбойки погрузочной камеры с материально-ходовым восстающим, $H_{\text{сб.х}}=2,0$ м;

α - угол падения залежи, $\alpha=75^\circ$.

Количество ходков в очистное пространство на одном фланге блока

$$n_{\text{х.о.}} = \frac{H_{\text{х.о.}} - h_{\text{п.ц.}}}{h_{\text{п.ц.}}}, \quad (4.15)$$

где $h_{\text{х.о.}}$ – расстояние между ходками по вертикали, $h_{\text{х.о.}} = 6$ м;

$h_{\text{п.ц.}}$ – высота подштрекового целика, $h_{\text{п.ц.}} = 3$ м.

Высота (толщина) подштрекового целика

$$h_{\text{п.ц.}} = \frac{L_{\text{п.ц.}}}{2}, \text{ м}, \quad (4.16)$$

Высота (толщина) днища блока

$$h_{\text{д.б.}} = \frac{L_{\text{д.б.}}}{2}, \text{ м}, \quad (4.17)$$

Расчет производим для следующих условий:

$L_{\text{б}} = 50$ м; $H_{\text{б}} = 60$ м; $m_{\text{р}} = 2$ м; $\gamma = 2,9$ т/м³; $\alpha = 75^\circ$.

Количество дучек и воронок в днище блока

$$n_{\text{д.б.}} = \frac{L_{\text{д.б.}}}{L_{\text{д.б.}}} \text{ шт.}$$

Длина сбойки скреперного штрека с дучкой

$$l_{\text{сб.д.}} = 2,15 \cdot \tan 38^\circ - (2,0 - 0,7) \approx 1,4 \text{ м.}$$

Объем сбойки скреперного штрека с дучкой равен

$$V_{\text{сб.д.}} = 3,6 \cdot 2,1 = 7,98 \text{ м}^3.$$

Высота разворонки дучки

$$h_{\text{р}} = (5,4 - 1,2) / 2 = 2,1 \text{ м.}$$

Объем разворонки дучки

$$V_{\text{р}} = \frac{1}{3} \pi r^2 h_{\text{р}} = 18,7 \text{ м}^3.$$

Суммарный объем разворонок в блоке

$$\sum V_{\text{д.б.}} = 7 \cdot 18,7 = 130,7 \text{ м}^3.$$

Длина материально-ходового восстающего

$$l_{x.B} = \frac{60 - 2,0}{\sin 75^0} = \frac{58,0}{0,9659} = 60 \text{ м.}$$

Количество ходков в очистное пространство на одном фланге блока

$$h_{x.O.} = (60 - 4,3 - 2,15 - 3 - \frac{5,4 - 1,2}{2}) / 6,0 = 8$$

принимаем $h_{x.O.} = 8$, на блок $h_{x.O.B} = 2$.

Суммарный объем ходков на блок

$$\sum V_{x.O.} = 8 \cdot 3,36 \cdot 2,5 = 67 \text{ м}^3.$$

Толщина надштрекового целика

$$h_{н.ц} = 2,15 + (5,4 - 1,2)/2 = 4,25 \text{ м.}$$

Толщина днища блока

$$h_{д.б} = 4,3 + 2,15 + (5,4 - 1,2)/2 = 8,55 \text{ м.}$$

Длина отрезного восстающего

$$l_{o.B} = \frac{60 - 8,55 - 3 - 2}{\sin 75^0} = \frac{46,45}{0,9659} = 48 \text{ м.}$$

Объем подготовительно-нарезных работ для блока длиной $L_B = 50$ м, высотой $H_B = 60$ м приведен в таблице 4.3.

Рудные тела малой мощности, в случае подтверждения высокого содержания серы (25% и выше) в результате доразведки или эксплоразведки, должны отрабатываться системой разработки исключая слеживание отбитой руды. На этот блок составляется локальный проект отработки и организация работ с мероприятиями по предупреждению взрыва сульфидной пыли, а также самовозгорания. Локальный проект утверждается главным инженером рудника.

4.4.3 Расчет себестоимости проходки 1 м³ подготовительно - нарезных выработок

Расчет производится для проходки скреперного штрека сечением 3,23 м².

Таблица 4.3 - Объем горно-подготовительных и нарезных работ

№ п/п	Наименование выработки	Число выработок	Размеры выработок				Объем		
			Высота, м	Ширина , м	Сечение , м ²	Длина, м	По руде, м ³	По породе, м ³	Всего, м ³
I	Подготовительные выработки								
1.1	Погрузочные камеры	1	5	4	20	5		100	100
1.2	Вентиляционный штрек	1	1,9	1,7	3,23	50	162	-	162
1.3	Материально-ходовой восстающий	1	2,6	2,6	6,8	60	408	-	408
1.4	Сбойка материально-ходового восстающего с погрузочной камерой	1	2	2,5	5	3,5	-	17,5	17,5
1.5	Рудоспуск	2	2	2,2	4,4	54		237,6	119
	Доставочный штрек	1	3	3,2	9,5	45,5		432	432
	Итого:	-	-	-	-	169	570	787	1357
II	Нарезные выработки								
2.1	Отрезной восстающий	1	2,85	1,6	4,6	58	266,8	-	266,8
2.2	Дучки	7	1,2	1,2	1,14	2/14	16	-	16
2.3	Разворонки дучек	7	-	-	-	-	130	-	130
2.4	Сбойки доставочного штрека с дучками (ниши под дучки)	7	1,8	2,0	3,36	1,4/9,8		32,9	32,9
2.5	Ходки в очистное пространство	16	2,0	1,8	3,36	2,5/40	134	-	252
	Итого:	-	-	-	-	122	547	33	580
	Всего:					291	1117	820	1937

Таблица 4.4 - Заработная плата проходчиков

№ п/п	Наименование профессии	Кол-во смен работы	Кол-во рабочих	Тарифная ставка, тенге/см	Общие затраты времени, чел. см	Общая сумма затрат, тенге
1.	проходчик	1	1	7600	1	7600
2.	взрывник	1	1	8500	1	8500
	Итого:					16100

Себестоимость 1 м³ горной массы горнопроходческих работ по статье «Заработная плата»:

$$C_{з.р} = \frac{\sum C \cdot K_{п}}{V_{отб} \cdot N_{ц}} = \frac{16100 \cdot 1}{6,12 \cdot 4} = 658 \text{ тенге/м}^3. \quad (4.18)$$

где КП – коэффициент премиальности, КП = 1 с учетом премии;
 ΣС - заработная плата проходчиков, тенге/см;
 V_{отб} – объем отбойки за 1 цикл, м³;
 N_ц – число циклов, совершаемых за смену.

Таблица 4.5 - Основные и вспомогательные материалы для проходки выработки
S=3,23 м²

№ п/п	Наименование материалов	Норма	Ед.изм.	Цена ед., в т.ч. НДС, 12%, тенге	Общая сумма затрат, тенге
1	Взрывчатые материалы (аммонит 6 ЖВ)	2,2	кг/м ³	350	770,0
2	Средства взрывания (20 % от стоимости ВВ)	-	-	-	154,0
3	Буровая сталь	0,01	шт/м ³	29600	296,0
4	Твердые сплавы	0,2	шт/м ³	2 220	444,0
5	Канаты стальные	0,135	п.м./м ³	390	53,0
6	Вентиляционные рукава	0,012	м/м ³	2070	25,0
	Итого:				1742,0

Себестоимость 1 м³ горной массы по статье «Материалы»
 C_{м.в} = 1742 тенге/м³.

Таблица 4.6 - Затраты на электроэнергию и сжатый воздух для проходки выработки
 $S=3,23 \text{ м}^2$

Вид оборудования	Расход электроэнергии, кВт/час	Цена за 1 кВт, в т.ч. НДС, 12%, тенге	Кол-во часов в работе	Общая сумма затрат, тенге
Перфоратор ПР-63Л	-	-	7	2 670,0
Скреперная лебедка ЛС-30-2С	30	12	3	1 080,0
Вентилятор СВМ-6М	20	12	12	2880,0
Итого:				6 630,0

Себестоимость 1 м^3 горной массы по статье «Электроэнергия и сжатый воздух»:

$$C_{ЭВ} = \frac{6630}{6,12 \cdot 4} = 271 \text{ тенге/м}^3.$$

Таблица 4.7 - Амортизация оборудования для проходки выработки

Наименование оборудования	Кол-во	Стоимость ед., тенге	Сумма, тенге	Годовая амортиз., 25%	Амортиз, тенге в смену
Компрессор GA-30С	1	3 800 000	3 800 000	950000	1038,0
Скреперная лебедка ЛС-30-2С	1	1 400 000	1 400 000	350000	383,0
Перфоратор ПП-63	2	240 000	480 000	120000	131,0
Вентилятор СВМ-6М	1	230 000	230 000	57500	63,0
Итого:					1615,0

Себестоимость 1 м^3 горной массы по статье «Амортизация оборудования»:

$$C_A = \frac{1615}{6,12 \cdot 4} = 66 \text{ тенге/м}^3.$$

Таблица 4.8 - Себестоимость 1 м^3 горно-подготовительных работ

№ п/п	Виды затрат	Стоимость 1 м^3 горной массы, тг/м ³
1	Заработная плата	855,0
2	Основные и вспомогательные материалы	1742,0
3	Электроэнергия и сжатый воздух	271,0
4	Амортизация оборудования	66,0
Итого:		2737,0
+ 10 % неучтенных		274,0
Всего:		3011,0

4.4.4 Обоснование потерь и разубоживания руды для системы разработки с магазинированием руды

Расчет потерь и разубоживания руды выполнен по методике, разработанной КазНТУ им. К.И. Сатпаева, под руководством проф. Б.У. Раскильдинова. В качестве выемочной единицы принимается очистной блок.

Балансовые запасы блока определяются по следующей формуле:

$$B_{Б.З} = (L_{Б} - V_{Х.В}) \cdot m_{Р} \cdot (H_{Б} / \sin \alpha) \cdot \gamma_{Р}, \text{ Т}, \quad (4.19)$$

где $\gamma_{Р}$ – плотность руды, $\gamma_{Р} = 4 \text{ т/м}^3$;

$m_{Р}$ – мощность рудной залежи, $m_{Р} = 1-3 \text{ м}$;

$V_{Х.В}$ – ширина выработки материально-ходового восстающего, м.

В случае постоянного оставления руды в охранных целиках, зависящих от конструктивных особенностей проектируемой системы разработки, потери составят:

1. В потолочине – подштрековом целике ($\Pi_{П.Ц}$).
2. В днище блока ($\Pi_{Д.Ц}$):
 - потери в надштрековом целике ($\Pi_{Н.Ц}$);
 - потери в целике на уровне транспортного горизонта – доставочной выработки ($\Pi_{Т.Ц}$).
3. В междуканальных целиках ($\Pi_{М.Ц}$).

Потери руды в потолочине (подштрековом целике)

$$\Pi_{П.Ц} = (L_{Б} - V_{Х.В}) \cdot m_{Р} \cdot (h_{П.Ц} / \sin \alpha) \cdot \gamma_{Р}, \text{ Т}, \quad (4.20)$$

где $h_{П.Ц}$ – высота подштрекового целика, $h_{П.Ц} = 3,0 \text{ м}$.

Потери руды в надштрековом целике



$$\Pi_{Н.Ц} = S_{Д} \cdot h_{Д} \cdot \gamma_{Р}, \text{ Т}, \quad (4.21)$$

где $h_{Н.Ц}$ – высота надштрекового целика, $h_{Н.Ц} = 4,25 \text{ м}$;

$S_{Д}$ – сечение дучки, $S_{Д} = 1,14 \text{ м}^2$;

$h_{Д}$ – высота дучки, $h_{Д} = 2 \text{ м}$.

Потери руды в целике на уровне транспортного горизонта



$$\Pi_{Т.Ц} = S_{Д.В} \cdot H_{Д.В} \cdot \gamma_{Р}, \text{ Т}, \quad (4.22)$$

где $H_{Д.В}$ – высота доставочной выработки на транспортном горизонте,

$H_{Д.В} = 4,3 \text{ м}$;

$S_{Д.В}$ – сечение доставочной выработки, $S_{Д.В} = 12,5 \text{ м}^2$.

Потери руды в междуканальных целиках



$$-, \text{ т, (4.23)}$$

Количество дучек (n_d) и воронок (n_B), ходков в очистное пространство ($n_{x.o}$) определяются по формулам (4.7) и (5.15).

Общие потери руды блока в массиве

$$П_{п.б} = (П_{п.ц} + П_{н.ц} + П_{т.ц} + П_{м.ц}), \text{ т, (4.24)}$$

Коэффициент потерь руды

$$K_{п} = П_{п.б} / Б_{з.б}, \text{ (4.25)}$$

Общие потери руды блока в процентах

$$П_{п.б} = \frac{П_{п.б}}{Б_{з.б}} \cdot 100, \%, \text{ (4.26)}$$

Потери руды блока в массиве определяем для следующих условий:

$$L_B = 50 \text{ м, } H_B = 60 \text{ м, } \alpha = 75^0, \gamma_P = 4 \text{ т/м}^3; m_P = 2 \text{ м.}$$

Балансовые запасы блока:
при мощности $m_P = 2,0 \text{ м}$

$$Б_{б.з} = (50 - 2,0) \cdot 2 \cdot (60 / \sin 75^0) \cdot 4 = 96 \cdot (60 / 0,9659) \cdot 4 = 23853 \text{ т.}$$

Потери руды в потолочине при мощности $m_P = 2,0 \text{ м}$

$$П_{п.ц} = (50 - 2,0) \cdot 2 \cdot (3 / \sin 75^0) \cdot 4 = 1193 \text{ т.}$$

Потери руды в надштрековом целике блока при мощности $m_P = 2,0 \text{ м}$

$$П_{н.ц} = (50 - 2,0) \cdot 2 \cdot (4,25 / \sin 75^0) \cdot 4 - 7 \cdot 4 \cdot (1,14 \cdot 2 + 1/3 \cdot 2,1 \cdot 3,14 [(0,6)^2 + 0,6 \cdot 2,5 + (2,5)^2]) = 1127 \text{ т.}$$

Потери в целиках на уровне транспортного горизонта при мощности $m_P = 2,0 \text{ м}$

$$П_{т.ц} = (50 - 2,0) \cdot 2 \cdot (4,3 / \sin 75^0) \cdot 4 - 12,5 \cdot 2 \cdot 4 = 1610 \text{ т.}$$

Потери руды в междуканальных целиках при мощности $m_P = 2,0 \text{ м}$

$$П_{М.Ц} = [2,0 \cdot (7,5 - 2,0) \cdot 4 \cdot (60-2,0)/\sin 75^\circ - 2 \cdot 5 \cdot 3,36 \cdot 2 \cdot 4] = 2464 \text{ т.}$$

Таблица 4.9 - Расчетные показатели потерь руды в блоке по видам их образования

№	Виды потерь руды	Условное обозначение	Потери, при мощности рудной залежи - 2,0 м
1	Балансовые запасы блока	Б _{Б.З}	23853
2	Потери в потолочине	П _{П.Ц}	1193
3	Потери в надштрековом целике	П _{Н.Ц}	1127
4	Потери в целике на уровне транспортного горизонта	П _{Т.Ц}	1610
5	Потери в междукammerных целиках	П _{М.Ц}	2464
	Всего	П _{П.Б}	6394

В случае полного оставления подготовленных запасов руды к очистной выемке в охранных целиках, суммарные потери руды блока при мощности $m_p = 2,0$ м составят – 26,8 %.

В виду значительных потерь руды в охранных целиках, потолочине (подштрековый целик), целике на уровне транспортного горизонта и междукammerных целиках, они подлежат полной отработке после проведения очистной выемки руды в блоке.

Потери останутся только в днище блока – надштрековом целике. В этом случае фактические потери при мощности $m_p = 2,0$ м составят – 4,7 %. Потери руды прямо пропорциональны мощности рудного тела.

Разубоживание руды определяется по следующей формуле:

$$R = \frac{m_0}{m_p + 2 m_{Б.П}} \cdot 100, \% \quad (4.27)$$

где m_0 – ширина очистного пространства после производства взрывных работ, м; m_p – средняя отрабатываемая мощность, м; γ_p – плотность руды, $\gamma_p = 4 \text{ т/м}^3$; $\gamma_{П}$ – плотность вмещающих пород, $\gamma_{П} = 2,9 \text{ т/м}^3$.

Ширина очистного пространства m_0 зависит в основном от технологии проведения взрывных работ и определяется по формуле

$$m_0 = m_p + 2 m_{Б.П}, \text{ м} \quad (4.28)$$

где $m_{Б.П}$ – величина одностороннего прихвата боковых пород, м.

При сплошной конструкции шпурового заряда

$$m_{Б.П} = (8 - 10) \cdot d_{ШЗ}, \text{ м} \quad (4.29)$$

Ширина очистного пространства при сплошной конструкции шпурового заряда при мощности $m_p = 2,0$ м

$$m_0 = 2,0 + 2 \cdot 8 \cdot 0,043 = 2,7 \text{ м}$$

Разубоживание руды при мощности $m_p = 2,0$ м

$$K_p = \frac{(2,7 - 2) \cdot 2,9}{(2,7 - 2) \cdot 2,9 + 2,0 \cdot 4} \cdot 100 = 20 \%$$

Разубоживание руды обратно пропорционально мощности отработываемого рудного тела.

Извлекаемые запасы блока с учетом потерь и разубоживания руды определяются по формуле:

$$B_{из.б} = \frac{\sum L_{пнв} \cdot K_p}{B_{из.б}}, \text{ т}, \quad (4.30)$$

Извлекаемые запасы блока при мощности $m_p = 2,0$ м

$$B_{из.б} = (50 - 2,0) \cdot 2,0 \cdot \frac{60}{\sin 75^\circ} \cdot 4 \cdot \frac{1 - 0,047}{1 - 0,2} = 28409 \text{ т.}$$

Извлекаемые запасы обратно пропорциональны мощности отработываемого рудного тела.

Удельный объем подготовительно-нарезных выработок в п.м./1000 т отбитой руды

$$P_{пнв} = \frac{\sum L_{пнв}}{B_{из.б}}, \text{ м/1000 т.}, \quad (4.31)$$

Удельный объем подготовительно-нарезных выработок в м³/1000 т отбитой руды

$$P'_{пнв} = \frac{\sum V_{пнв}}{B_{из.б}}, \text{ м}^3 / 1000 \text{ т}, \quad (4.32)$$

где $\sum L_{пнв}$ - суммарная длина подготовительно-нарезных выработок в блоке, $\sum L_{пнв} = 291$ м;

$\sum V_{пнв}$ - суммарный объем подготовительно-нарезных выработок в блоке, $\sum V_{пнв} = 1937$ м³;

$B_{из.б}$ – извлекаемые запасы руды блока, т.

Удельный объем подготовительно-нарезных выработок при мощности $m_p = 2,0$ м

$$P_{пнв} = \frac{291}{28409} \cdot 1000 = 10,3 \text{ м/ 1000 т}$$

$$P'_{пнв} = \frac{1937}{28409} \cdot 1000 = 68,2 \text{ м}^3 / 1000 \text{ т}$$

Общее число шпуров в 1 слое блока:

$$N_{ш.сл} = N_P \cdot n_{ш.р} = 63 \cdot 3 = 189. \quad (4.35)$$

Общая длина шпуров в 1 слое блока

$$L_{ш.сл} = l_{ш} \cdot N_{ш} = 189 \cdot 2,0 = 378 \text{ м}. \quad (4.36)$$

Длина шпуров на 1 м³ отбойки руды:

$$V_0 = 378 / 156 = 2,4 \text{ м/м}^3.$$

Выход руды с 1 п.м. шпура

$$V_0 = 156 / 378 = 0,41 \text{ м/м}^3$$

4.4.6 Технологические параметры для сплошного очистного забоя

1. Сечение выработки вчерне 4 м².
2. Характеристика взрывааемой массы:
крепость 10–14, категория по буримости VIII - IX.
3. Технологические условия бурения, заряжания и взрывания
 - а) диаметр шпура 43 мм
 - б) способ взрывания – электроогневой, электрический.

Таблица 4.12 - Технологические параметры отбойки руды для сплошного очистного забоя

Наименование шпуров	К-во шпуров	Глубина шпуров	Вес заряда ВВ				Очередность введения боевика	Длина забойки, м
			патронирован		гранулирован			
			на 1 шпур	на забой	на 1 шпур	на забой		
Отбойные	63	2,0	1,6	100,8	2,347	147,9	1	0,4
Контурные	126	2,0	1,6	201,6	2,347	295,7	1	0,4
Всего	189	378	-	302,4	-	443,6	-	-

Таблица 4.13 - Техничко-экономические показатели при отбойке руды для сплошного забоя

КИШ	Объем отбойки за цикл, м ³	Удельный расход ВВ, кг/м ³		Выход руды с 1 п.м. шпура, м ³ /м	Расход шпурометров, м/м ³
		Патронир.	Гранулир.		

0,95	156	2,159	3,289	0,37	2,7
------	-----	-------	-------	------	-----

Количество смен, необходимых для выпуска руды 1-го слоя из блока:

$$n_{B.CЛ} = \frac{V_{OT.CЛ} \cdot \gamma_P}{P_{ПДМ.СМ}} = \frac{156 \cdot 4}{240} \approx 2,6 \text{ смены.} \quad (4.37)$$

Общее время выпуска руды из блока при проектируемой системе

$$t_B = \frac{B_{из}}{P_{СЛ} \cdot n}, \text{ сутки,} \quad (4.38)$$

где n – количество смен в сутках.

При мощности $m_P = 2$ м и трехсменной работе в сутки

$$t_B = \frac{28409}{624 \cdot 3} \approx 15 \text{ суток;}$$

Количество смен для обурирования 1-го слоя в блоке

$$n_{B.CЛ} = \frac{L_{Ш.СЛ}}{t_B \cdot n_B \cdot (P_{Б.Ч}) \cdot K_{Э.П}} = \frac{378}{7 \cdot 2 \cdot 38,4 \cdot 0,6} \approx 1,2 \text{ смены,} \quad (4.39)$$

где $P_{Б.Ч}$ – производительность 1-го телескопного перфоратора, $P_{Б.Ч} = 38,4$ м/час;

t_B – время работы в смену, $t_B = 7$ часов;

n_B – количество забойных бурильщиков;

$K_{Э.П}$ – коэффициент эксплуатации перфораторов в смену, $K_{Э.П} = 0,6$.

Общий расход ВВ на отбойку в слое блока

$$Q_{ВВ.СЛ} = q_{Ш} \cdot (l_{Ш} - l_H) \cdot N_{Ш.СЛ} = 1,0 \cdot (2,0 - 0,4) \cdot 189 = 303 \text{ кг.} \quad (4.40)$$

Фактический удельный расход ВВ в забое

$$q_{ОТБ} = Q_{ВВ.СЛ} / V_{ОТБ.СЛ} = 303 / 156 = 1,95 \text{ кг/м}^3. \quad (4.41)$$

4.4.7 Расчет себестоимости системы разработки с магазинированием руды для сплошного очистного забоя ($m_P = 2,0$ м)

Таблица 4.14 - Заработная плата горнорабочих очистного забоя (ГРОЗ)

Наименование профессий	Кол-во смен работы	Кол-во рабочих	Тарифная ставка, тенге/час	Общие затраты времени, смен	Общая сумма затрат, тенге
ГРОЗ					
Забойщик	1	1	7600	1	7600
Взрывник	1	1	8500	1	8500
Итого:					16100

Себестоимость 1 т руды по статье «Заработная плата»:

$$C_{C.P} = \frac{\sum C_z \cdot K_{II} \cdot n_{B.сл}}{V_{ОТБ.У} \cdot \gamma} = \frac{16100 \cdot 1 \cdot 1,2}{156 \cdot 4} = 31 \text{ тенге/т}, \quad (4.42)$$

где K_{II} – коэффициент премиальности, $K_{II} = 1$ с учетом премиальных;
 $V_{ОТБ.У}$ – объем отбойки уступа, $V_{ОТБ.У} = 156 \text{ м}^3$.

Таблица 4.15 - Основные и вспомогательные материалы при отработке системой с магазинированием руды

Наименование материалов	Норма	Ед.изм.	Цена ед., тенге	Общая сумма затрат, тенге
Взрывчатые материалы (аммонит 6 ЖВ)	1,95	кг/м ³	350	106470,0
Средства взрывания (20 % от стоимости ВВ)	-	-	-	21294,0
Буровая сталь	0,01	шт/м ³	29600	46176,0
Твердые сплавы	0,2	шт/м ³	2220	69264,0
Лес крепежный	0,01	м ³ / м ³	23 000	35880,0
Итого:				279084,0

Себестоимость 1 т руды по статье «Материалы»

$$C_{M.B} = \frac{279084}{156 \cdot 4} = 447,0 \text{ тенге/т.}$$

Таблица 4.16 - Затраты на электроэнергию и сжатый воздух

Вид оборудования	Расход электроэнергии, кВт/час	Цена за 1 кВт, тенге	Кол-во часов в работе	Общая сумма затрат, тенге
Перфоратор ПТ-48	-	-	6	2290,0
Неучтенные 20%				458,0
Итого:				2748,0

Себестоимость 1 т руды по статье «Электроэнергия и сжатый воздух»

$$C_{Э.в} = \frac{2748}{156 \cdot 4} = 5 \text{ тенге/т.}$$

Таблица 4.17 - Амортизация оборудования

Наименование оборудования	Кол-во	Стоимость ед., тенге	Сумма, тенге	Суммарные отчисления, тенге
Компрессор GA-90C	1	5 800 000	5 800 000	1585,0
Перфоратор ПТ-48	4	200 000	800 000	219,0
Неучтенные 20%				180,0
Итого:				1984,0

Себестоимость 1 т руды по статье «Амортизация оборудования»

$$C_{А.О} = \frac{1984}{156 \cdot 4} = 3 \text{ тенге/т.}$$

Стоимость погашения ГПР

$$C_{ГПР} = \frac{\sum V_{ГПР} \cdot C_{ГПР}}{B_{ИЗ.Б}} = \frac{1937 \cdot 3011}{28409} = 205 \text{ тенге/т,} \quad (4.43)$$

где $V_{ГПР}$ – суммарный объем ГПР по блоку, $V_{ГПР} = 1937 \text{ м}^3$;

$C_{ГПР}$ – стоимость 1 м^3 горной массы, $C_{ГПР} = 3011 \text{ тенге /м}^3$.

Таблица 4.18 - Себестоимость очистной выемки по системе разработки с магазинированием руды

Виды затрат	Стоимость 1 т руды, тенге/т
Заработная плата	47,0
Основные и вспомогательные материалы	447,0
Электроэнергия и сжатый воздух	5,0
Амортизация оборудования	3,0
Итого:	486,0
Погашение ГПР	205,0
Итого по системе:	691,0

Конструкция различных вариантов рекомендуемой системы приведена на черт СР-01-2015 и СР-02-2015.

4.5 Этажно-камерная система разработки со сплошной выемкой и отбойкой руды скважинами из подэтажных штреков

Конструкция системы разработки приведена на СР-03-2015.

Основные параметры системы разработки:

- высота блока равна высоте этажа - 60 м;
- длина блока - 50-100 м;
- длина камер - 50 м;
- ширина камер равна мощности рудных тел- 5-15 м;
- высота подэтажей - 20м

При мощности рудного тела от 3 до 15 м, а так же при сближенных рудных телах находящихся друг от друга до 7м отрабатываемых одновременно одной камерой подготовка и нарезка блока заключается в проходке по породе на уровне основного горизонта транспортного квершлага, заездов на уровень доставочно-бурового горизонта, подэтажных доставочно-буровых штреков, рудоспусков, вентиляционных восстающих и отрезного восстающего. Все подэтажные доставочно-буровые выработки проходят по руде, что позволяет уточнить контуры рудного тела в процессе подготовительно-нарезных работ и снизить потери и разубоживание руды при очистной выемке.

По мере проходки квершлага в пределах выемочного участка сооружаются рудо-погрузочные пункты и технологические ниши безопасности.

На уровне отметки основных этажей проходится наклонный съезд, с которого проходят доставочно-буровые штреки до сбойки с вентиляционными восстающими.

При мощности рудного тела от 5 до 10 м доставочно-буровые штреки располагают, при устойчивых вмещающих породах, в лежащем боку рудного тела для бурения параллельных скважин и производства щадящих взрывов при очистных работах, что позволяет сохранению лежащего бока рудного тела от возможных обрушений.

При мощности рудного тела более 10 м подготовку блока ведут двумя (или тремя) спаренными доставочно-буровыми штреками с оставлением рудного целика между ними шириной от 3 м до 5 м. Ширина рудного целика днища должна зависеть от мощности рудного тела отрабатываемого выемочного участка. На фланге выемочного участка проходят отрезной восстающий с целью оформления отрезной щели для ведения очистных работ.

Высота подэтажа принята, исходя из оптимальной глубины скважин малого диаметра, и составляет 20-23 м.

Во всех вариантах в средней части участка проходят рудоспуски. Расстояние доставки при этом составляет 75-100 м.

Сечения подготовительно-нарезных выработок и рекомендуемые типы крепи показаны на черт. ГКР-01-2015.

Подготовительно-нарезные выработки проходятся из автотранспортного уклона и квершлага с применением дизельного самоходного оборудования.

Параметры основных конструктивных элементов рекомендуемых вариантов систем разработки подлежат уточнению в процессе опытных работ.

4.5.1 Очистные работы

Очистные работы заключаются в обурировании массива руды скважинами из подэтажных выработок, зарядании и взрывании скважин и выпуске отбитой руды из торцов выработок. Выпуск отбитой руды ведут из торца доставочно-буровых выработок с помощью ПДМ, оборудованного дистанционно управляемым средством. Оснащение погрузочно-доставочных машин пультом дистанционного управления системы «ТРОТЕЛ» обеспечивает высокую безопасность при выпускных работах, подчистке днищ камер, предупреждающих самовозгорание руды с высоким содержанием серы, и повышает эффективность использования самоходного оборудования. Запасы подэтажа погашают путем послойного взрывания скважин. После выпуска отбитой руды производят зачистку днища камеры с оставлением минимального объема отбитой руды, которая извлекается при отработке запасов нижнего подэтажа.

Бурение скважин начинают после завершения проходки отрезного восстающего, когда на горизонте доставки созданы условия для проветривания выработок. В первую очередь бурят скважины для образования отрезной щели и отбойки руды в смежной со щелью приконтурной зоне. Скважины диаметром 89мм бурят буровой установкой Simba1254 перфоратором с верхним ударником, либо станками ЛПС-3У и КС-50.

ЛНС и расстояние между скважинами приняты равными 2,4 и 1,2 – 3,6м минимальное и максимальное, соответственно. Расстояние от борта просечки - 0,3-0,5м. Основную часть запасов руды секции (камеры) обувают полувеерно-расположенными скважинами с ЛНС равной 2,4 м и расстояние между концами скважин в веере 3-3,2 м. Выход руды с 1 м скважин d89 мм – 5-8 т. В каждом опорном комплекте необходимо предусмотреть бурение одной-двух контрольных скважин по бортам для установления контакта руда-порода. После разбуривания контрольных скважин с учетом полученных данных составляется проект на разбуривание всего массива руды в камере (секции). В проекте на разбуривание необходимо предусматривать перебур скважин до контактов руда-порода на 0,5-0,6 м. Оформление отрезной щели начинают после завершения бурения не менее 3 вееров комплектов скважин на подэтаже, но не более 5-6 вееров. Для ускорения зарядки скважин необходимо применять рассыпные ВВ (гранулит, игданит и т. п.). Зарядку скважин производят пневмозарядчиками Ульба-150 или ЗП-25. Общий вес взрываемого заряда не должен превышать 1000 кг. Взрывание электрическое короткозамедленное, при этом масса взрываемого заряда ВВ в одном замедлении не должна превышать 500 кг. Поэтому одновременно должно взрываться не более трех вееров с замедлением между ними 30-45 мс. Удельный расход ВВ на отбойку при диаметре 89 мм составляет 0,47-0,57 кг/т.

Обувание массива руды ведут буровой установкой Simba1254 как от флангов блока к центру, так и от фланга к флангу. При мощности рудного тела до 10 м принято параллельное или полувеерное расположение скважин. При этом скважины всячего бока рудного тела необходимо располагать параллельно к контакту руды с породой на расстоянии 0,5-0,7 м. Причем при мощности 3-5 м, массив руды рекомендуется обуывать параллельными сближенными скважинами диаметром 64 мм (см. черт. ГТР-02-2015). В каждом ряде обувается три-пять скважины. Придание отбиваемому слою наклона (67-73°) в сторону выработанного пространства снижает количество выбрасываемой отбитой руды по длине камеры и способствует накоплению основной отбитой массы в зоне выпуска.

Как показывает опыт аналогичных рудников, при таких схемах расположения скважин обеспечивается полнота отбойки и исключается подрыв пород всячего бока. При мощности рудного тела до 5 м комплект скважин включает параллельные и веерно расположенные скважины, а при

большей мощности скважины располагают веерно. Рекомендуемые параметры буровзрывных работ подлежат уточнению в процессе опытных работ.

Отбойка руды производится на отрезной восстающей или на предварительно образованную отрезную щель от флангов блока к центру. Верхний подэтаж отрабатывают с опережением по отношению к нижнему. Руду можно отбивать вертикальными слоями или наклонными под углом 67-73° в сторону выработанного пространства слоями. В зависимости от мощности за один прием отбивают по одному-два слоя руды на каждом подэтаже. Перед очередным взрывом производят выпуск отбитой руды и производят дозачистку воронки выпуска, что обеспечивает накапливанию отбитой руды в пределах зоны выпуска. При принятом порядке взрывания скважин и схемы выпуска на подэтажах отбитая руда располагается в районе воронки выпуска под углом естественного откоса.

При мощности рудного тела более 10 м отбойка руды в блоке производится секциями шириной 12-17 м, расположенными вкрест простирания рудного тела. Фронт очистных работ также продвигается от фланга блока к его центру. В крайней фланговой секции на контакте с висячим боком оформляется отрезная щель путем отбойки скважин на отрезной восстающей. Отбойка руды на выемочном участке производится от крайней секции висячего бока к лежащему (или наоборот) взрыванием веерно расположенных скважин на отрезную щель. Скважины бурят из доставочно-буровых подэтажных штреков, расположенных в центральной части рудного тела. Выемку руды в секциях (камерах) ведут сплошным фронтом с отставанием друг от друга на величину 1-2 ЛНС.

Очистные камеры располагают по простиранию или вкрест простирания. Порядок отработки запасов камер и направления фронта очистных работ в блоке корректируются после уточнения контуров рудных тел по данным эксплоразведочных выработок. Затем на основе уточненных опробованием контуров рудного тела, горнотехнических условий и определения фактической мощности рудного тела корректируется (составляется) рабочая документация на отработку рудных тел.

Принятый порядок отработки выемочного участка уменьшает сейсмическое влияние взрывных работ на состояние бортов камеры.

Рекомендуемый настоящим Проектом комплекс самоходного оборудования для очистных работ обеспечивает заданную производительность в объеме 140 тыс. т в год и соответствует составу, рекомендуемому «Нормами технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки» [11].

Удельные объемы подготовительно-нарезных работ по различным вариантам принятой проектом этажно-камерная система разработки со сплошной выемкой и отбойкой руды скважинами из подэтажных штреков приведены в таблице 4.19.

Для обеспечения безопасности горных работ и полноты выемки запасов камер первой очереди при отработке рудных тел мощностью более 10 м оставляют временные межкамерные рудные целики шириной 8-10 м, которые отрабатываются последовательно после выемки запасов 2-3 камер. Для подготовки временных целиков к отработке составляется проект на его отработку и утверждается главным инженером рудника. Порядок подготовки и отработки временных целиков аналогичен отработке запасов камер первой очереди.

Таблица 4.19 - Удельные объемы подготовительно-нарезных работ

№ п./п	Наименование показателей	Мощность рудного тела, до 5 м	Мощность рудного тела, 5-10 м	Мощность рудного тела, более 10 м	Средне-взвешенные показатели
1.	Удельный объем горно-подготовительных работ, м ³ /1000 т	32,7	26,4	20,4	26,5
	в т. ч. по руде	-	-	-	-
	по породе	32,7	26,4	20,4	26,5
2.	Удельный объем нарезных работ, м ³ /1000 т	36,3	29,5	22,7	29,5
	в т. ч. по руде	36,3	29,5	22,7	29,5
	по породе	-	-	-	-
3.	Удельный объем подготовительно-нарезных работ, м ³ /1000 т	69,0	55,9	43,1	56,0
	в т. ч. по руде	36,7	29,5	22,7	29,5
	по породе	32,3	26,4	20,4	26,5

Производительность труда забойного рабочего на очистных работах и по системе определена расчетным путем по производительности и трудоемкости отдельных технологических процессов, а производительность подземного и рабочего по руднику – с учетом штата подземного и поверхностного персонала.

Ниже приведены основные технико-экономические показатели:

Удельный объем подготовительно-нарезных работ, м³/1000 т - 56,0

Производительность труда:

- забойного рабочего на очистных работах, м³/чел. смену - 41,0;
- забойного рабочего по системе, м³/чел. смену - 19,0.

4.5.2 Кондиционный кусок руды

В соответствии с типом принятых погрузочно-доставочных машин и автосамосвалов размер кондиционного куса принят 400 мм. Такой размер куса обеспечивает нормальную работу люков, погрузочного и транспортного оборудования. Принятый размер кондиционного куса обеспечивается мелкошпуровой отбойкой горной массы на проходческих работах и применением скважин малого диаметра (89 мм) на очистных работах.

4.5.3 Подготовка и отработка пускового комплекса горизонта 150 м

Подготовка и нарезка запасов пускового комплекса горизонта 150 м требует выполнения горнопроходческих работ в объеме горно-капитальных работ 2174 п.м, горно-подготовительных и нарезных работ 2505 м³. Удельный объем горнопроходческих работ на 1000 т товарной руды составляет 56 м³, в том числе по руде 29,5 м³.

Вскрытие и подготовка запасов руды горизонта 150 м к отработке заключаются в проходке на юго-западном фланге месторождения автотранспортного наклонного съезда, из которого на отметке 150 м проходится квершлаг до сбойки с ранее пройденным разведочным штреком, который восстанавливается и расширяется до размеров, принятых настоящим проектом и используется в качестве бурового штрека для отработки рудного тела 1. Кроме того, из квершлага проходят доставочные этажные штреки для остальных рудных тел.

Для подготовки рудных тел с автотранспортного уклона квершлагом вскрывают близлежащие рудные тела и проходят автотранспортный штрек, затем из него в пределах блока - блоковые доставочные орты-заезды по каждому рудному телу – доставочно-буровые штреки до границ блока, а из них – вентиляционный и отрезной восстающие на высоту подэтажа.

Обуривание массива руды производится восходящими скважинами из буровых подэтажных штреков. Вначале образуют отрезную щель взрыванием скважин на отрезной восстающий и, после выпуска отбитой руды, из щели ведут отбойку и выпуск руды с торца доставочно-бурового штрека. Направление отбойки - от флангов выемочного участка к его центру.

Выпуск руды осуществляется с торца доставочно-бурового штрека погрузочно-доставочной машиной АСУ-2С, оснащенной аппаратурой дистанционного управления, позволяющей работать с заходом в очистное пространство. Разгрузка руды ПДМ производится в рудоспуск, пройденный с горизонта 150 м. Рудоспуски оснащены вибропитателями типа ПВУ, производительностью 70-100 т/час. Вывозка руды из рудоспуска на поверхность производится автосамосвалом типа UK 20 LP грузоподъемностью 21 т.

4.5.4 Горно-подготовительные и нарезные работы блока

Подготовка блока включает проведение вентиляционного штрека, материально-ходовых восстающих.

Нарезка блока – проведение подэтажных штреков, отрезного восстающего.

Материально-ходовой восстающий нижележащего горизонта (блока) будет служить рудоспуском.

4.5.5 Определение конструктивных параметров и объема подготовительно-нарезных работ блока

Параметры целика также как для системы разработки со шпуровой отбойкой определяются по методике ВНИМИ.

Приведем пример расчетов параметров целиков при отбойке скважинами для мощности рудного тела – 10м, глубины заложения камер от поверхности 100 м, длине блока – 50м.

Определяем ширину ножки целика, для этого по формуле (4.1) находим q

$$q = \frac{40 \cdot 1,7 \cdot 0,45 \cdot 4 \cdot 2 \cdot 0,8 \cdot 100}{2000 \cdot 0,5 \cdot 0,7 \cdot 120} = 0,23$$

$$\text{Тогда } a' = \sqrt{0,23 \cdot 50} = 3,4 \text{ м.}$$

Общая ширина целика по формуле (4.3) равна

$$a = 2 \cdot 3,4 + 2 = 8,8 \text{ м.}$$

В таблице 4.20 приведены параметры целиков при скважиной отбойке из подэтажных штреков для маломощных рудных залежей 4 - 7 м и глубиной разработки 50 и 100 м.

Таблица 4.20 - Параметры целиков при системе разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков

ГЛУБИНА РУДНОЙ ЗАЛЕЖИ							
		Н=50М			Н=100М		
L	m	5	6	7	5	6	7
50		4,6	4,7	4,9	6,0	6,1	6,4
80		5,4	5,6	5,8	7,0	7,4	7,7
100		6,0	6,1	6,4	7,5	8,1	8,6

Объем подготовительно-нарезных выработок в блоке при системе разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков приведен в таблице 4.21.

Таблица 4.21 - Объем горно-подготовительных и нарезных работ в блоке при системе разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков

	Наименование выработки	Число выра- боток	Размеры выработок					Объем		
			Высота, м	Ширина, м	Сечение, м ²	Длина одной,м	Сум- марная длина,м	По руде, м ³	По породе, м ³	Всего, м ³
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
1	Подготовительные выработки									
1.1	Вентиляционный штрек	1	3,6	3,9	12,5	50	50	625	-	625
1.2	Материально-ходовой восстающий	1	2,6	2,6	6,8	57	57	-	388	388
	Итого:	-	-	-	-	-	107	625	388	1013
2	Нарезные выработки									
2.1	Подэтажный штрек	3	3,6	3,9	12,5	50	150	1250	-	1250
2.2	Отрезной восстающий	3	1,6	2,85	4,6	17,5	52,5	242	-	242
	Итого:						152,5	1492	-	1492
	Всего:						259,5	2117	388	2505

В соответствии с Нормами технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки 1ВНТП 37 86 проектом принимаются следующие технико-экономические показатели системы разработки подэтажного обрушения с применением самоходного оборудования:

Удельный объем подготовительно-нарезных работ - $30 \text{ м}^3 / 1000 \text{ т}$;
 Выход руды с 1 м скважины, м^3 ,
 при диаметре скважин: 60 мм - 1-1,5; 70 мм - 1,5-2; 100 мм - 3-4;
 Удельный расход ВВ на отбойку - $1,2-1,3 \text{ кг/м}^3$;
 Средняя производительность блока - 15 тыс.т/мес;
 Производительность труда рабочего по системе - $10 \text{ м}^3 / \text{чел.-смену}$.

4.5.6 Обоснование потерь и разубоживания руды для мощности 10 метров

В случае оставления руды в охранных целиках, потери руды при данной системе составят:

- потери в днище блока ($\text{П}_{\text{д.ц}}$);
- потери в междуканальных целиках ($\text{П}_{\text{м.ц}}$).

Потери в днище блока определяется по формуле

$$\text{П}_{\text{д.ц}} = ((L_{\text{Б}} - B_{\text{ХВ}})(h_{\text{д.ц}}/\sin\alpha)m_p\gamma_p - n_d\gamma_p(S_d h_d + 1/3 h_p \pi (r_{\text{В}}^2 + r_{\text{В}}r_{\text{м}} + r_{\text{н}}^2))), \text{ т},$$

где $h_{\text{д.ц}}$ - высота днища блока, $h_{\text{д.ц}} = 4,85 \text{ м}$.

Потери в днище блока при мощности $m_p = 10,0 \text{ м}$

$$\text{П}_{\text{д.ц}} = ((50-2) \cdot 4,85/\sin 75^\circ \cdot 10 \cdot 4 - 6 \cdot 4(1,76 \cdot 2,5 + 1/3 \cdot 2,35 \cdot 3,14((0,75)^2 + 0,75 \cdot 3,1 + (3,1)^2))) = 8763 \text{ т},$$

Потери в междуканальных целиках определяют по следующей формуле

$$\text{П}_{\text{м.ц}} = ((L_{\text{МКЦ}} - B_{\text{ХВ}})m_p\gamma(H_{\text{б}}h_{\text{д.ц}})/\sin\alpha - \text{П}_{\text{п.э}}S_{\text{п}}(L_{\text{МКЦ}} - B_{\text{ХВ}})), \text{ т},$$

где $S_{\text{п}}$ – сечение подэтажного штрека, $S_{\text{п}} = 8,5 \text{ м}^2$;

$\text{П}_{\text{п.э}}$ – количество подэтажей, $\text{П}_{\text{п.э}} = 2$.

Потери в междуканальных целиках при мощности $m_p = 10,0 \text{ м}$

$$\text{П}_{\text{м.ц}} = ((8,8-2,6) \cdot 10 \cdot 4 \cdot (60-4,85)/\sin 75^\circ - 3 \cdot 8,5(8,8-2,6)) = 25073 \text{ т}$$

Расчетные показатели потери руды в блоке по месту их возможного образования приведены в таблице 4.22.

Таблица 4.22 – Потери руды в блоке

	Виды потерь руды	Условное обозначение	Мощность рудной залежи	
			$m_p=10,0$ м	
			т	%
1	Балансовые запасы блока	$B_{б.з}$	117776,0	100
2	Потери в днище блока	$P_{д.ц}$	8763,0	7,4
3	Потери в междуканальных целиках	$P_{м.ц}$	25073,0	21,3
	Всего	$P_{п.б}$	33836	28,7

Балансовые запасы блока определяются по формуле:

$$B_{б.з} = ((L_B - V_{XB}) m_p H_b / \sin \alpha \cdot \gamma_p, \text{ т},$$

при мощности $m_p=10,0$ м

$$B_{б.з} = (50 - 2,6) \cdot 10 \cdot 60 / \sin 75^\circ \cdot 4 = 117776 \text{ т},$$

В случае оставления руды только в днище блока, потери в блоке при мощности $m_p=10,0$ м для проектируемой системы составят – 7,4%.

Для этого рудные тела отрабатывают в нисходящем и отступающем порядке. После отработки предыдущего блока (камеры) вместе с отработкой последующего блока (камеры) погашаются междублоковые (камерные) целики.

Целики в днище блока (камеры) в пределах этажа, также погашаются из нижележащего блока (камеры), за исключением целиков в днище, находящихся на уровне транспортного горизонта.

Ширина очистного пространства в блоке после производства очистной отбойки

$$m_0 = m_p + 2 m_{б.п} d_{ск.з}, \text{ м},$$

При скважинной отбойке со сплошной конструкцией колонкового заряда величина одностороннего прихвата ($m_{б.п}$) составляет не менее 10 диаметров заряда т.е. $m_{б.п} \geq 10 d_{ск.з}$. при мощности $m_p=10,0$ м

$$m_0 = 10,0 + 2 \cdot 10 \cdot 0,089 = 11,8 \text{ м}.$$

Разубоживание руды определяется по формуле:

$$K_p = \frac{(m_0 - m_p) \gamma_n}{(m_0 - m_p) \gamma_n + m_h \gamma_p} 100 \%$$

при мощности $m_p=10,0$ м

$$K_p = \frac{(11,8 - 10,0) 2,9}{(11,8 - 10,0) 2,9 + 10,0 \cdot 4} 100 = 11,5 \%$$

Извлекаемые запасы блока с учетом потерь и разубоживания

$$B_{изв} = B_{б.з} \cdot ((1 - K_{п.б}) / (1 - K_p)), \text{ т,}$$

$$B_{изв} = 117776 \cdot (1 - 0,074) / (1 - 0,115) = 127\,556 \text{ т.}$$

Удельный объем подготовительно-нарезных выработок в м/1000т и м³/1000т отбитой руды определяется по формулам:

$$P_{пнв} = \frac{\sum_{пнв} l_{пнв}}{B_{изв}} \cdot \sigma_{т, \text{ м/1000т;}}$$

$$P'_{пнв} = \frac{\sum_{пнв} V_{пнв}}{B_{изв}} \cdot \sigma_{т, \text{ м}^3\text{/1000т.}}$$

Удельный объем подготовительно-нарезных выработок:

при мощности $m_p = 10,0 \text{ м}$

$$P_{пнв} = (259,5 / 127556) \cdot 1000 = 2 \text{ м/1000т;}$$

$$P'_{пнв} = (2505 / 127556) \cdot 1000 = 19,6 \text{ м}^3\text{/1000т.}$$

Расчетные показатели удельного объема подготовительно-нарезных выработок не превышают принятых проектом и удовлетворяют условиям проектирования.

Принимая во внимание вероятность применения системы разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков свыше 90%, по руднику «Майкаин С» проектом принимаются нижеприведенные значения потерь – 8% и разубоживания – 12%. После доразведки и при выполнении локальных проектов на отработку месторождения по блокам и этажам, потери - разубоживания будут уточняться для каждого выемочного блока.

4.6 План подготовки запасов подземного рудника

Проектом предусмотрено несколько этапов вскрытия:

Первый этап предусматривает проходку комплекса горно-капитальных, горно-подготовительных и нарезных выработок, обеспечивающих начало очистной добычи в соответствии с принятой системой разработки и постоянной схемой проветривания рудника. При этом попутная добыча руды начинается на этаже 150 м параллельно со строительством рудника (проходкой горно-капитальных выработок), как только будет запущена общешахтная система проветривания.

На втором этапе и последующих этапах продолжаются работы по проходке горно-капитальных, горно-подготовительных и нарезных выработок исходя из производительности рудника 140 тыс. т в год с соблюдением установленных нормативов вскрытых (не менее 12 мес.), подготовленных (не менее 15 мес.) и готовых к выемке запасов (не менее 2 мес.) и принятого шага вскрытия 60 м.

Вскрытие месторождения наклонным транспортным съездом и условия вентиляции позволяют выполнять проходку горно-капитальных, горно-подготовительных и нарезных работ по строительству рудника одновременно тремя забоями, в т. ч. один по проходке вертикальных выработок.

Это позволяет максимально сократить время строительства горных выработок, для проведения которых предусмотрено три комплексные бригады.

Каждая бригада оснащена комплексом высокопроизводительного самоходного оборудования, обеспечивающего скорости проходки выработок. Первая бригада будет выполнять все работы по проведению наклонного съезда. Вторая бригада будет выполнять все работы по проведению этажных горизонтальных и наклонных выработок. Третья бригада выполняет все работы по проведению вертикальных выработок.

Разработанный план горно-капитальных работ при строительстве подземного рудника предусматривает:

- Последовательность и совмещение выполнения горнопроходческих работ с целью максимального сокращения сроков строительства.

- Вскрытие, подготовку и нарезку рабочих этажей для производства очистных работ на этажах: 150, и 100 м.

Проектом предусматривается, что на монтаж стационарного оборудования на поверхности будут привлечены специализированные монтажные организации.

До начала монтажных работ все оборудование и металлоконструкции должны быть заказаны, изготовлены и доставлены на промплощадку рудника.

В таблице 4.23 представлен план производства горно-капитальных и горно-подготовительных работ на первый этап вскрытия, обеспечивающий начало добычи руды системой разработки с магазинированием и системой с отбойкой из подэтажных штреков. При этом проходятся все вскрывающие капитальные выработки на этажах 150 и 100 м.

На проведение выработок 1-го этапа вскрытия и подготовки потребуется 16 месяцев плюс один месяц для подготовки рудника к сдаче в эксплуатацию.

Со 2-го года начала строительства подземный рудник должен начать очистные работы на этаже 150 и 197 м.

При этом объем проходки выработок составляет: горизонтальные выработки 1239 п.м. (15488 м^3); наклонные-935 п.м (11688 м^3); вертикальные 577 п.м. (3923 м^3).

Общий объем пустых пород по руднику, с учетом прихвата при проходке - 10% и неучтенных - 10%, составляет 76096 м^3 , в т.ч.: горизонтальные выработки 3361 п.м. (42013 м^3); наклонные - 1838 п.м (22975 м^3); вертикальные 1297 п.м. (9010 м^3).

Календарный план рассчитан на основе скоростей проходки выработок, определенных НТП: 100 п.м. проходки горизонтальных или наклонных выработок и 60 п.м. вертикальных выработок при величине заходки 1,5 м.

Чтобы обеспечить рациональную загрузку основного и вспомогательного горизонта, возможная производительность по добыче на 2-й год службы рудника составляет 50 тыс. т руды в год.

Для поддержания требуемой производственной мощности требуется параллельная подготовка нижеследующих этажей, предусмотренных шагом вскрытия.

Начиная с 3-го года работы рудника будет вестись полномасштабная эксплуатация. На этом этапе горные работы будут проводиться одновременно на двух горизонтах, что позволит вводить и отрабатывать каждый этаж независимо друг от друга по мере выбывания производственных мощностей. Общими будут только наклонный съезд, и система вентиляции рудника (в части выдачи исходящей струи на поверхность).

Горношахтного оборудования, в работе одновременно должно находиться не менее двух забоев по проходке горизонтальных или наклонных выработок и одного забоя вертикальных выработок в зоне производства работ для каждой бригады.

Календарным планом (см. табл. 4.23) предусматривается начало очистных работ с 2021-го года в объеме 30 тыс. тонн. В 2022 году предполагается добыть 50 тыс. т. товарной руды. С 2023 года производительность составит 140 тыс. т и рудник выйдет на проектную мощность.

4.6.1 Обеспеченность рудника подготовленными и готовыми к выемке запасами

Определяются запасы, по степени готовности к эксплуатации - вскрытые, подготовленные и готовые к выемке, допустимыми нормативами подготовленных и готовых к выемке запасов.

Для рудника «Майкаин С» при годовой добыче товарной руды до 140 тыс.т. и отработке запасов системой разработки с магазинированием и подэтажными штреками в соотношении 20:80 процентов рассчитываются запасы, по степени готовности

Для системы разработки с магазинированием

Подготовленные запасы товарной руды – 10 месяцев

$$Z_{\text{подг}} = A_{\text{мес}} \cdot T_{\text{п}} = 2000 \cdot 10 = 20\,000\text{т}$$

где $A_{\text{мес}}$ – месячная добыча применяемой системой разработки;

$T_{\text{п(г)}}$ - подготовленные (готовые) запасы

Количество руды в блоке без учета временно не активных запасов составляет

$$З_{\text{акт. бл.}} = Б_{\text{Б.З}} - П_{\text{П.Б}} = 23853 - 6394 = 17459 \text{ т.}$$

Количество блоков подготовленных запасов

$$N_{\text{подг}} = З_{\text{подг}} / З_{\text{акт. бл.}} = 20000 / 17459 = 1,2 \text{ блока.}$$

Готовые запасы товарной руды – 5 месяцев

$$З_{\text{гот}} = A_{\text{мес}} \cdot T_{\text{г}} = 2000 \cdot 5 = 10000 \text{ т}$$

$$N_{\text{гот}} = З_{\text{гот}} / З_{\text{акт. бл.}} = 10000 / 17459 = 0,6 \text{ блока.}$$

Для системы разработки с подэтажными штреками

Подготовленные запасы товарной руды – 15 месяцев

$$З_{\text{подг}} = 8000 \cdot 15 = 120000 \text{ т}$$

$$N_{\text{подг}} = 120000 / 83940 = 1,4 \text{ блок.}$$

Готовые запасы – 2 месяца

$$З_{\text{гот}} = 8000 \cdot 2 = 16000 \text{ т}$$

$$N_{\text{гот}} = 16000 / 83940 = 0,2 \text{ блока.}$$

На проведение выработок и подготовки потребуется 10 месяцев для подготовки рудника к сдаче в эксплуатацию. Одновременно начнется вскрытие горизонта отм. +100м.

Общий объем пустых пород по руднику, с учетом ГКР, прихвата при проходке - 10% и неучтенных - 10%, составляет 76 096 м³.

Календарный план рассчитан на основе скоростей проходки выработок, определенных НТП: 110 п.м. проходки горизонтальных; 100 п.м. - наклонных выработок; 60 п.м. - вертикальных выработок при величине заходки 1,5 м.

Для поддержания требуемой производственной мощности требуется параллельная подготовка нижеследующих этажей, предусмотренных шагом вскрытия.

Начиная с 3-го года работы рудника будет вестись полномасштабная эксплуатация 140 тыс. т руды в год.

На этом этапе горные работы будут проводиться одновременно до двух горизонтах, что позволит вводить и отрабатывать каждый этаж независимо друг от друга по мере выбывания производственных мощностей. Общими будут только восстающие, рудоспуски, автотранспортный уклон и система вентиляции рудника (в части выдачи исходящей струи на поверхность).

Горношахтного оборудования, в работе одновременно должно находиться не менее двух забоев по проходке горизонтальных или наклонных выработок и одного забоя вертикальных выработок в зоне производства работ для каждой бригады.

Определяются запасы, по степени готовности к эксплуатации - вскрытые, подготовленные и готовые к выемке в соответствии с ([11] таблица 2), допустимыми нормативами подготовленных и готовых к выемке запасов.

Для рудника «Майкаин С» при годовой добыче 140 тыс. т руды в год и отработке запасов системой разработки с магазинированием и подэтажными штреками в соотношении 20:80 процентов рассчитываются запасы, по степени готовности.

4.6.2 Технология проходки и крепления горных выработок

4.6.2.1 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» [4], 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» [3]. 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 «Майкаин С» (исходя из устойчивости и структурных особенностей массива пород вокруг выработок и принятого типа крепи) 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 4.1.

Таблица 4.1 - Предельные допустимые смещения крепей

Наименование крепи	Предельные допустимые смещения крепи, мм
Монолитная бетонная и железобетонная	10÷20
Набрызг-бетонная	20
Штанговая (железобетонная, сталеполимерная)	30÷40
Набрызг-бетонная со штангами	50
Комбинированная из штанг, набрызг-бетона и сетки	150
Монолитная железобетонная с поясами податливости	50÷100

Деревянная рамная			150
Металлическая (трехзвенная)	арочная	податливая	300
Металлическая (пятизвенная)	арочная	податливая	500÷700

4.6.2.2 Рекомендации по поддержанию горных выработок

На основании анализа горногеологических и горнотехнических условий месторождения для крепления и поддержания горных выработок следует предусматривать набрызг-бетонную, анкерную (штанговую), комбинированную (штанги, набрызг-бетон), монолитную бетонную крепи.

При выборе типа крепи руководствуются следующими условиями:

- в устойчивых породах (I категория) возводят анкерную или набрызг-бетонную крепь толщиной не менее 30 мм;
- в породах средней устойчивости (слабоустойчивых) (II категория) применяется комбинированная набрызг-бетонная крепь толщиной не менее 50 мм с анкерами и металлической сеткой;
- в неустойчивых породах (III категория) применяется комбинированная крепь, состоящая из набрызг-бетона толщиной 100 мм в сочетании с анкерами и металлической сеткой.

При любой категории пород по устойчивости до возведения постоянной крепи обязательно устанавливается временная анкерная крепь, состоящая из железобетонных штанг, которые при возведении постоянной крепи не демонтируются, не извлекаются и оставляются в закрепленном пространстве.

Выбор места размещения выработки следует производить с учетом устойчивости окружающих ее пород, а также общих компоновочных решений всего комплекса выработок. Для улучшения условий поддержания и обеспечения работоспособности выработки в течение длительного времени ее следует располагать по возможности в устойчивых породах, а при необходимости предусматривать меры охраны и защиты выработок и крепи.

Характеристики материалов крепи должны отвечать требованиям стандартов, положений СНиП и рекомендациям специализированных организаций.

4.6.2.3 Основные расчетные положения для выбора типов и параметров крепи горных выработок

При выборе типа крепи и расчете параметров необходимо учитывать физико-механические свойства пород и степень их устойчивости, глубину горных работ, нормативные и расчетные характеристики крепи.

Для приближенной оценки устойчивости пород рекомендуется применять коэффициент K_y :

$$K_y = \frac{\sigma_n \cdot K_\delta}{\sigma_{сж} \cdot K_{co} \cdot K_d} \quad (4.53)$$

где σ_n - величина напряжений в нетронутом массиве; в вертикальной плоскости $\sigma_n = \gamma H$, а в горизонтальной $\sigma_n = \lambda \gamma H$, МПа;

γ - средневзвешенный по глубине объемный вес пород, МН/м³;

H – глубина заложения выработки, м;

λ - коэффициент бокового распора, $\lambda \approx 0,33$;

K_δ - коэффициент концентрации напряжений на контуре выработки; принимается в зависимости от формы сечения выработки: для арочной - $K_\delta = 2,5$, для сводчатой - $K_\delta = 3$, для прямоугольной (трапециевидной) - $K_\delta = 3,5$;

$\sigma_{сж}$ - прочность пород на одноосное сжатие в образце, МПа;

K_{co} - коэффициент структурного ослабления пород в массиве;

K_d - коэффициент, учитывающий влияние времени на устойчивость пород, который принимается по таблице 2.2.

Таблица 2.2 - Значения коэффициента K_d в зависимости от срока службы выработок и обводненности* пород

Срок службы выработки	Значения коэффициента K_d	
	в сухих породах	в обводненных породах
до 1 года	0,9	0,85
до 5 лет	0,8	0,75
более 5 лет	0,7	0,65

* Под обводненными породами понимают породы с коэффициентом влажности $W \geq 0,3$, что соответствует притокам воды 2 м³/час и более.

В первом приближении степень устойчивости пород по значению коэффициента K_y принимается:

- породы весьма устойчивые - $K_y \leq 0,2$; деформации породного контура практически отсутствуют, грузонесущая крепь не требуется; в редких случаях на участках повышенной трещиноватости достаточно набрызг-бетонное покрытие толщиной 2-3 см;

- породы устойчивые - $0,2 < K_y \leq 1,0$; грузонесущая крепь не требуется; на участках повышенной трещиноватости достаточно набрызг-бетонное покрытие толщиной 3-5 см;

- породы средней устойчивости - $1,0 < K_y \leq 1,6$; расчет горного давления (нагрузки на крепь) проводят по инженерным методикам; для таких пород наиболее предпочтительна штанговая крепь в сочетании с набрызг-бетоном;

- породы неустойчивые - $1,6 < K_y \leq 3,0$; расчет горного давления производят инженерными методами; для крепления выработок требуются поддерживающие виды крепи;

- породы весьма неустойчивые - $K_y > 3,0$; требуются усиленные арочные металлические крепи; проходка и крепление осуществляются по спецпроектам.

Нагрузка на поддерживающую крепь на 1 м^2 кровли определяется по формуле:

$$P = \gamma h_{cv}, \text{ МПа} \quad (4.54)$$

где γ - объемный вес пород в своде обрушения, МН/м^3 ;

h_{cv} - высота возможного свода обрушения, которая определяется по формуле:

$$h_{cv} = \frac{\frac{B}{2} + h \cdot \text{ctg}\left(45^\circ + \frac{\rho}{2}\right) \cdot K_3}{f}, \text{ м} \quad (4.55)$$

где B - ширина выработки, м;

h - высота выработки в середине пролета, м;

ρ - угол внутреннего трения пород, град;

f - коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М.Протоdjeяконова;

K_3 - коэффициент запаса; его значение принимается в зависимости от степени трещиноватости пород: для слаботрещиноватых $K_3 = 2,0$; для среднетрещиноватых $K_3 = 2,2$; для сильнотрещиноватых $K_3 = 2,4$.

В выработках, подверженных сильным деформациям со значительным смещением боковых пород, нагрузки на крепь рассчитываются по методикам, изложенным в СНиП II-94-80.

4.6.2.4 Параметры различных типов крепей

Параметры крепей следует принимать в соответствии с «Типовыми паспортами крепления...», а при необходимости расчет выполнять в соответствии с «Руководством по проектированию подземных горных выработок и расчету крепи» [1].

Выбор типоразмеров элементов крепи, техники и технологии возведения штанговой, набрызг-бетонной, бетонной, арочной металлической крепей должен осуществляться в соответствии с требованиями СНиП-II-21-75 на проектирование бетонных и железобетонных конструкций и «Руководства по применению типовых сечений горных выработок для рудников цветной металлургии» [3].

Набрызг-бетонная крепь

Толщина набрызг-бетонной крепи, комбинированной с анкерами, определяется из выражения:

$$\delta = 0,78 \cdot \frac{a_1 \cdot E_{н.б.}}{E_{н.б.} + E_n} \cdot \sqrt{\frac{a_1 \cdot \gamma}{2 \text{tg} \varphi \cdot \sigma_p} \cdot \ln \frac{a_1}{l}}, \quad (4.56)$$

где $E_{н.б.}, E_n$ - модули упругости набрызг-бетона и породы;
 a_1 - расстояние между анкерами;
 σ_p - сопротивление набрызг-бетона осевому растяжению;
 φ - угол внутреннего трения породы;
 γ - объемный вес пород;
 l - половина ширины опорной плитки под анкер.

Анкерная (штанговая) крепь

Расчет крепления анкерной крепи производится по методике, приведенной в книге Ю.Заславского «Крепление подземных сооружений» [2].

Для определения параметров анкерной крепи необходимо знать глубину области разрушенных пород b .

В общем виде размер области разрушенных пород находится в зависимости от следующих параметров:

- γH - вес вышележащей толщи пород;
- R - прочность вмещающих выработку пород;
- a - ширина выработки в проходке;
- τ - период формирования области разрушенных пород вокруг выработки в сутках.

Означенная область нарушенных пород определяется из выражения:

$$b = 1,3 \cdot a \cdot \left(0,2 \cdot \frac{\gamma \cdot H}{R} - 5,38 \cdot 10^{-4} \cdot \tau - \frac{2,96 \cdot 10^{-2}}{\frac{\gamma \cdot H}{R}} - \frac{1,33}{\tau} + 0,21 \right) \quad (4.57)$$

На основании практических данных установлено, что область разрушенных пород интенсивно формируется в первый месяц существования выработки и ее образование заканчивается в течение двух месяцев. Поэтому в формуле τ следует принимать не более 60 суток.

Общая длина анкера определится из выражения:

$$l_a = b + l_z + l_e \quad (4.58)$$

где l_z - длина замковой части анкера, равная 30-60 см;

l_e - часть анкера, выступающего в выработку ($l_e = 4-5$ см).

Расстояние между анкерами при квадратной сетке их размещения рассчитывается из условия восприятия анкерами пород в объеме зоны разрушения.

$$a_1 = \sqrt{\frac{P}{b \cdot \gamma \cdot K_n}}, \quad (4.59)$$

где P - несущая способность анкерной крепи;
 K_n - коэффициент перегрузки, равный для горизонтальных и вертикальных выработок 1,2.

Монолитная бетонная крепь

Толщина монолитной бетонной крепи марки 150 в своде и стенках выработки в зависимости от крепости пород принимается по таблице. 2.3.

Таблица 2.3 - Толщина стен и сводов бетонной крепи

Ширина выработки в свету, мм	Коэффициент крепости пород $f = 7-10$	
	Толщина крепи, мм	
	Свод	Стенка
2401÷3400	170	200
3401÷4400	170	250
4401÷4600	200	250
4601÷5000	200	250
5001÷5200	200	300
5201÷5400	200	300

4.6.2.5 Расчеты устойчивости выработок и их крепления

Расчеты параметров анкерной крепи, выполненные для различных условий (устойчивость пород, размеры выработок) по нормативам и методикам, действующим в Республике Казахстан. Эти параметры рекомендуются в качестве основы для паспортов крепления капитальных и подготовительных выработок

Для оценки устойчивости и коэффициента запаса прочности горного массива и крепи выработок была разработана модель массива, учитывающая свойства массива пород и материала крепи.

Расчеты выполнены методом конечных элементов. В модели учитывалась поэтапность проходки и крепления выработок. Запас прочности породы определялся по упруго-пластическому критерию Хука-Брауна.

4.6.2.6 Технология проходки и крепления горно-капитальных выработок

Технологию проходки и крепления горно-капитальных выработок определяют устойчивость вмещающих пород, а также принятые для них на

основании выполненных расчётов виды и конструкции крепи выработок, формы и размеры поперечных сечений которых определены с учётом:

- обеспечения безопасности работ;
- горного оборудования, размещаемого в выработке, с обеспечением минимальных зазоров, предусмотренными «Правилами обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы » (далее ПОПБ); [4]
- количества проходящего воздуха;
- срока службы и назначения выработки.

При выборе мест размещения выработок были учтены устойчивость пород, слоистость и углы их залегания, а также расстояния между ними с целью исключения взаимного влияния. В результате удалось исключить расположение горно-капитальных выработок по простиранию разломов, в зонах крупных тектонических нарушений.

Ввиду того, что на месторождении породы среднеустойчивые, Проектом, с целью безопасности труда, предусматривается крепление горно-капитальных и горно-подготовительных выработок, а также сопряжений независимо от их назначения и срока службы. При проведении горизонтальных и наклонных выработок Проектом предусматривается наиболее приемлемая при использовании самоходного горного оборудования форма поперечного сечения выработок: с вертикальными стенками и сводом, образуемого тремя плавно сопрягающимися.

В зависимости от категории устойчивости и оценки состояния устойчивости вмещающих пород месторождения и в соответствии со СНиП II-94-80, Проектом приняты следующие виды и конструкции крепи с их условными обозначениями:

- для II категории (состояние пород - среднеустойчивое) – комбинированная крепь, состоящая из набрызг-бетона толщиной 50 мм (постоянная крепь) в сочетании с железобетонными анкерами (временная крепь) – далее К-1;
- для пород III категории (состояние пород - неустойчивое) – комбинированная крепь, состоящая из набрызг-бетона толщиной 100 мм (постоянная крепь) в сочетании с железобетонными штангами и металлической сеткой (временная крепь) – далее К-2.

Принятое в Плане горных работ применение набрызг-бетона основано на том, что при этом достигается полный контакт с породным контуром и изоляция породы от воздействия рудничной атмосферы за счёт хорошего уплотнения бетонной смеси. В сравнении с монолитным бетоном, возводимом в опалубке, при одинаковой с ним толщине набрызг-бетон имеет почти в 2 раза большую несущую способность. При этом резко сокращается ручной труд, уменьшается пролёт выработки за счёт уменьшения её поперечного сечения, что безусловно повышает производительность и, что важнее всего, безопасность труда.

Процесс изготовления, доставки и нанесения набрызг-бетонной смеси на стенку и кровлю выработок может быть механизирован за счёт применения современных самоходных машин PAUS, оборудованных:

- специальной установкой «PAUS-MEYCO Cobra» для нанесения смеси;
- миксером типа UNI-50 для перемешивания и доставки бетонной смеси к месту выполнения работ. При этом, изготовление набрызг-бетонной смеси будет производиться на поверхности шахты на специально предусмотренной для этого площадке, где будут храниться строительные материалы и установлено оборудование для загрузки барабана миксера. По данной схеме исключается привлечение рабочих для приготовления смеси и дополнительное пылеобразование в подземных условиях, что повышает безопасность труда и не загрязняет рудничную атмосферу.

Проектом не исключается ручной способ крепления набрызг-бетоном с применением торкрет пушки типа БМ-60, при I-ой категории пород по устойчивости свыше 50%.

При любой категории пород по устойчивости до возведения постоянной крепи обязательно будет устанавливаться временная анкерная крепь, состоящая из железобетонных штанг, которые при возведении постоянной крепи не демонтируются, не извлекаются и оставляются в закрепном пространстве.

Анкерное крепление относится к крепям неподпорного типа и по сравнению с обычными подпорными конструкциями имеет следующие преимущества:

- лучше любой другой крепи противостоит взрывным работам и может устанавливаться в забое как временная (это штанговое крепление предусмотренное настоящим Проектом);

- обладает потенциальными возможностями для полной механизации процесса крепления;

- требует меньшего расхода крепёжных материалов и меньших затрат на их доставку.

Расчет крепления анкерной крепи производится по методике, приведенной Ю. З. Заславским «Крепление подземных сооружений» [2]. Для определения параметров анкерной крепи необходимо знать глубину области разрушенных пород b . Расчет анкерной крепи в своде горно-капитальной и горно-подготовительной выработки приведены в таблице 2.4.

Возведение временного крепления делает горнопроходческие работы более безопасными и позволяют увеличить объём (площадь) возведения постоянной крепи за один прием.

Анкерные (железобетонные) штанги создают породный свод, способный воспринимать нагрузки от вышележащих слоев породы. Набрызг-бетон выполняет роль монолитных вмещающих пород, укрепляет их поверхностный контурный слой, повышает сцепление между отдельными блоками породы, предотвращает доступ воздуха и влаги к породе, т.е. препятствует выветриванию нарушенной зоны пород. При

нанесении набрызг-бетона на вмещающие выработки породы по металлической сетке несущая способность крепи возрастает, поскольку сетка распределяет усилия при возникновении местных вывалов породы и повышает способность поверхностного упрочненного слоя к сопротивлению растягивающим и сдвигающим усилиям от воздействия внешних нагрузок.

Для крепления горных выработок набрызг-бетоном применяется бетон марки 300 (класс В20), приготовленный на портландцементе марки 400. Для изготовления набрызг-бетона предусмотрен щебень крупностью до 10 мм.

Штанга представляет из себя арматурную сталь А-II длиной до 1,5 м в зависимости от категории устойчивости вмещающих пород и мощности непосредственной кровли выработки. Диаметр штанги не менее 20 мм. На одном конце имеет резьбу длиной не менее 250 мм. В комплект анкерной крепи входит куполообразная или квадратная плита (120×120×10 мм) и гайка.

Для приготовления 1 м³ набрызг-бетона марки 300 требуется портландцемент марки 400 – 320 кг, щебня крупностью до 10 мм – 0,62 м³ (938 кг), песка – 0,62 м³ (901 кг), воды – 190 л, хлористого кальция – 24,8 кг.

Основным фактором, сдерживающим скорость проведения наклонных и горизонтальных выработок с применением крепления железобетонными штангами, является необходимость в выдержке времени (6-8 часов) после их установки для набора прочности цементного раствора в шпуре. В указанный период производство взрывных работ крайне нежелательно из-за сейсмического воздействия на несформировавшийся цементный раствор в шпуре, что напрямую связано с качеством этого типа крепления.

Рекомендуемые для ускорения процесса схватывания цементного раствора добавки (например, хлористого кальция) требуют высокой технологической дисциплины и трудно поддаются контролю и дозированию компонентов раствора в подземных условиях.

Для решения этих проблем Проектом принято применение полимерных ампул АКЦ-600Н (SIS-патроны), выпускаемых на совместном предприятии «Карбо-ЦАКК», расположенного в г. Ленинск-Кузнецкий и созданного германской фирмой «Carbo-Tech».

Каждая ампула, длиной 600 мм, представляет собой многослойную полиэтиленовую оболочку, наполненную смоляным раствором с минеральными добавками и размещённой в ней же изолированной камерой с отвердителем. Ампулы, для удержания их в шпуре, укомплектованы «парашютом» из полиэтилена.

Технология установки штанг с применением полимеров очень проста и надёжна (рисунок 2.1, 2.2). После введения ампулы до конца шпура туда же досылается штанга, которую вращают с помощью специального устройства в течение 15 сек с целью разрушения оболочки со смоляным раствором и камеры с отвердителем. При вращении штанги компоненты

перемешиваются и отвердевают через 15-18 сек. Специальные тиксотропные добавки в смоляном растворе ампулы предотвращают его вытекание из шпура.

Образовавшийся «замок» из штанги и затвердевшего полимера длиной 0,5 м выдерживает нагрузку до 20 т.

Для механизации и безопасности данного процесса может применяться самоходная платформа типа «ножницы» с гидроприводом, а также пневматические гайковёрты. Оставшееся незаполненным пространство шпура между его стенками и штангой заполняется песчано-цементным раствором в соотношении 1:1 за сутки до возведения набрызг-бетонной крепи. Для этого опорная плита отсоединяется от штанги, а её резьба временно, на время подачи раствора, закрывается специальным полиэтиленовым наконечником.

Раствор в шпур подаётся пневматическим нагнетателем ПН-1 по резиновому шлангу со специальной тонкостенной металлической трубкой на его конце с наружным диаметром 40 мм и длиной, соответствующей незаполненной части шпура. При введении трубки штанга размещается внутри неё. По мере подачи раствора трубка передвигается от «замка» к устью шпура до полного заполнения последнего. Окончательное крепление сетки к штангам и натяжение анкера производится через 24 часа после подачи раствора в шпур. После этого возводится постоянная набрызг-бетонная крепь.

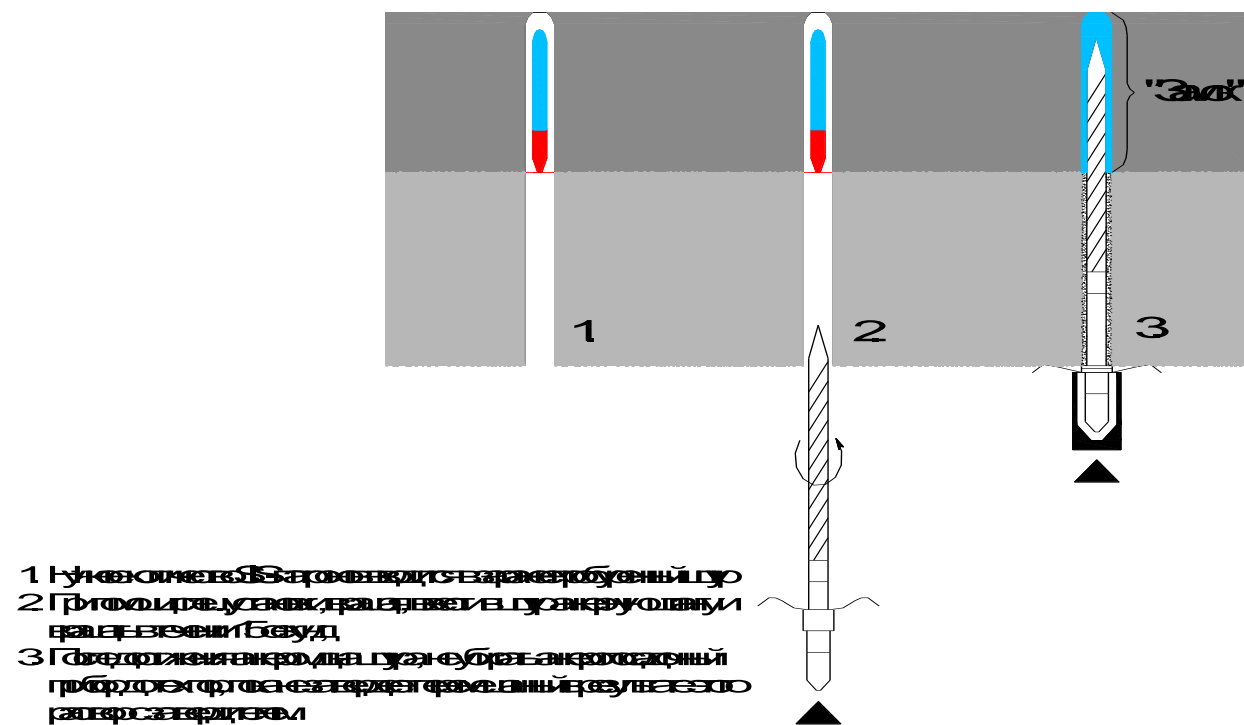
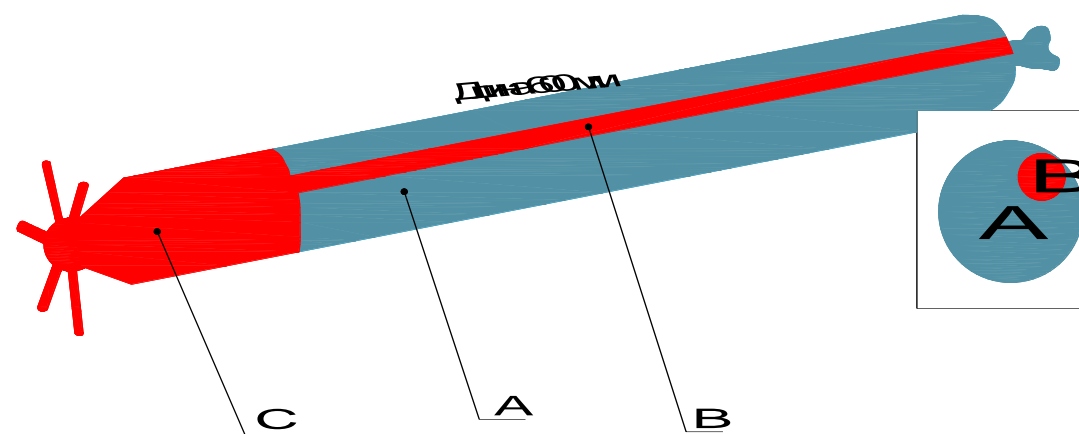


Рис. 2.1 - Схематическое изображение процесса посадки анкера при частичном склеивании анкера



- А Аморфный кремний (полупроводник)
 В Кремниевый диоксид (флюс)
 С Угнетитель "Корон"

Рис. 2.2 – Строение патрона - SiS (ампулы)

Таблица 2.4 - Расчет анкерной крепи в своде горно-капитальной и горно-подготовительной выработки

Наименование	Ед. изм.	Обозначение	Сечение для самосвала UK 20 LP		Сечение для ПДМ ACY-2C		Заезд для ПДМ TORO-151 D	
			4	5	6	7	8	9
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Категория устойчивости пород			II	III	II	III	II	III
Глубина анкера	м	la	1,40	1,85	1,27	1,52	1,23	1,50
Глубина нарушенной зоны	м	hn	0,9	1,35	0,765	1,02	0,7268	0,999
Коэффициент пропорциональности, определяемый в зависимости от характеристик горного массива	k		0,225	0,3	0,225	0,3	0,225	0,3
Справочная информация	<i>Категория пород по СНиП</i>	<i>Коэфф. крепости по шкале М.М.Прото-дьяконова</i>	<i>k</i>	<i>k</i>	<i>k</i>	<i>k</i>	<i>k</i>	<i>k</i>
	IX	11 - 14	0,15	0,15	0,15	0,15	0,15	0,15
	VIII	9 - 10	0,225	0,225	0,225	0,225	0,225	0,225
	VII	7 - 8	0,3	0,3	0,3	0,3	0,3	0,3
Пролет выработки	м	bo	4,00	4,50	3,4	3,4	3,23	3,33
Длина участка анкера в ненарушенном массиве	м	lz	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50
Прочность смолы на растяжение	кгс/см ²	ta	150	150	150	150	150	150
Несущая способность стержня анкера	кгс	N	8482,3	8482,3	8482,3	8482,3	8482,3	8482,3
Расчетное сопротивление арматуры (для класса А-II 2700 кгс/см ²)	кгс/см ²	Ra	2700	2700	2700	2700	2700	2700
Принятый диаметр анкера	мм	da	20	20	20	20	20	20
В породах, с большой зоной неупругих деформаций, анкера располагаются в пределах этой зоны								
Глубина анкера	м	la	1,34	1,55	1,23	1,35	1,20	1,33
Высота области упругопластических смещений (прогибов в кровле)	м	h	2,25	2,86	2,08	2,48	2,02	2,46
Коэффициент крепости по шкале М. М. Прото-дьяконова		f	10	7	10	7	10	7
Глубина залегания выработки	м	H	240	240	240	240	240	240
Расстояние между анкерами	м	a	1,29	1,63	1,22	1,34	1,13	1,35
Коэф. формы выработок и крепости пород		кв	0,25	0,25	0,25	0,25	0,25	0,25

Продолжение таблицы 2.4

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Нагрузка на крепь	тс/м ²	q	2,39	3,58	2,03	2,70	1,93	2,65
Объемный вес породы	т/м ³	γ	2,65	2,65	2,65	2,65	2,65	2,65
Сцепление породы	тс/м ²	C	30	21	30	21	30	21
Проверка расстояния между анкерами по условию устойчивости породы между анкерами	м	a	1,66	1,53	1,67	1,39	1,58	1,41
Проверка расстояния между анкерами по условию равенства несущей способности анкера весу массива породы в пределах нарушенной зоны, приходящемуся на один анкер	м	a	1,89	1,54	2,05	1,77	2,10	1,79
Принятая глубина анкера (не менее)	м	la	1,4	1,9	1,3	1,5	1,2	1,5
Принято расстояние между анкерами (не более)	м	a	1,2	1,5	1,2	1,3	1,1	1,3

В сложных горно-геологических условиях, при проходке разломов с IV категорией по устойчивости пород, горизонтальные или наклонные выработки крепятся металлической арочной податливой крепью типа СВП с забутовкой пустот деревом (горбыль, кругляк) или ж/б плитами, а вертикальные крепятся деревянным срубом. Для этого составляется паспорт крепления выработки, с указанием характеристики вмещающих пород, подписанный участковым геологом и утвержденный главным инженером рудника.

Отставание временной крепи от груди забоя при проходке горизонтальных и наклонных выработок не должно превышать:

- для II категории (состояние пород - среднеустойчивое) – не более 10,0 м;
- для пород III категории (состояние пород - неустойчивое) – не более 2,0 м.

С целью повышения безопасности и с учётом устойчивости вмещающих пород, технических возможностей самоходного оборудования Проектом предусматриваются следующие виды сопряжений и пересечений горных выработок:

- прямоугольное ответвление, применяемое на всех сопряжениях АТС и этажных квершлагов;
- прямоугольное и тупоугольное примыкания выработок, применяемое на сопряжениях остальных выработок.

Все сопряжения расположены в основном в породах II категории по устойчивости, но их крепление с учётом дополнительного обнажения принимать как при креплении пород III категории по устойчивости (К-2). До засечки новой выработки сопряжение должно быть закреплено.

Если в процессе проведения вскрывающих выработок будут обнаружены существенные изменения горно-геологических условий, то в проектную схему вскрытия должны быть внесены соответствующие изменения.

Для уточнения имеющихся данных о тектонических нарушениях, выявления новых и с целью прогнозирования возможных осложнений при проведении наклонного транспортного съезда, Проектом предусматривается подземное бурение не менее двух инженерно-геологических скважин на всей протяжённости наклонного съезда вдоль оси его склонения.

Проведение горизонтальных и наклонных горно-капитальных выработок производится с использованием следующего основного самоходного оборудования:

- для бурения шпуров – Буровая установка Sandvik DD220L или перфораторы ПП-63 на пневматической поддержке;
- для уборки породы из забоя и доставки к месту разгрузки - погрузо-доставочная машина АСУ-2С с дизельным приводом.

Все процессы проходки и крепления горизонтальных и наклонных выработок в основном механизированы. С этой целью предусмотрено

применение вспомогательного оборудования для зарядки шпуров, изготовления и доставки ВМ, установки металлической арочной крепи; приготовления, доставки и нанесения набрызг-бетона; установки штанг с подачей раствора в шпур и др. Более подробно технические характеристики применяемого основного и вспомогательного оборудования приводятся в приложении 2.

На всем протяжении автотранспортного уклона предусмотрено строительство твердого дорожного покрытия толщиной 200 мм из гравия 10-25 мм путем его поливки связующими растворами в процессе эксплуатации и устройство с технической стороны водоотливной канавы сечением $S_k = 0,06 \text{ м}^2$, рассчитанной на приток воды до 3-4 $\text{м}^3/\text{ч}$. Для планировки полотна трассы АТС будет использоваться автогрейдер САТ 14Н.

Крепление водоотливной канавы бетоном Проектом не предусматривается. Предполагается, что подземные воды, поступающие в наклонный съезд только на определённых его участках, можно будет, используя благоприятное расположение выработок в пространстве, перепускать на нижние отметки с помощью специально пробуренных для этой цели скважин диаметром до 100 мм. Это решение позволит избежать заиливание водоотливной канавы наклонного съезда и размыва его дорожного покрытия.

Проходка восстающих. Технология проведения вертикальных горно-капитальных выработок (восстающих) зависит от назначения, длины и сечения выработки, устойчивости вмещающих пород. Проектом предусматриваются следующие технологии их проведения:

- при длине до 20 м и сечении до 7 м^2 проходка производится буровзрывным способом с применением телескопных перфораторов ПТ-48;
- при длине более 20 м проходка производится буровзрывным способом с применением проходческого комплекса КПВ-4А или других специализированных устройств. Проведение этих восстающих производится в соответствии со специальными инструкциями, разработанными на предприятии и включающими меры безопасности. На проходку должен быть составлен проект организации работ (ПОР).

Запрещается проходка восстающих, не оборудованных средствами дистанционного контроля качественного состава воздуха, а также проходка выработок длиной более 5 м из восстающих, не сбитых с верхним вентиляционным горизонтом.

Все рабочие, занятые на проходке восстающих, должны быть обеспечены и обучены пользованию газоопределителем (ГХА).

Крепление восстающих. Крепление восстающих, пройденных в породах II категории по устойчивости, производится комбинированной крепью из набрызг-бетона толщиной 50 мм (постоянная крепь) в сочетании с железобетонными штангами.

Крепление восстающих, пройденных в породах III категории по устойчивости производится комбинированной крепью из набрызг-бетона

толщиной 100 мм (постоянная крепь) в сочетании с железобетонными штангами.

До начала проходки восстающих выработок в конкретных горно-геологических и горнотехнических условиях должны составляться паспорта БВР, крепления и проекты организации работ (ПОР), утверждаемые главным инженером рудника.

1.8 Механизация горно-капитальных работ

Для проведения горизонтальных и наклонных горно-капитальных выработок Проектом принято использование проходческого комплекса в составе:

Для бурения шпуров в забое и восстающих шпуров под анкерное крепление - перфораторами ПП-63, ПТ-48.

Для уборки отбитой горной массы из забоев и доставки к месту разгрузки Проектом предусматривается применение самоходной погрузо-доставочной машины (далее ПДМ) АСУ-2С китайского производства.

Для доставки горной массы на поверхность будет применяться автосамосвал UK 20 LP китайского производства.

Для заряжания шпуров гранулированными ВВ будет применяться ЗП-2, «Курама» или другое оборудование допускаемое к применению в подземных условиях.

Для крепления выработок набрызг-бетоном будут применяться:

- для нанесения смеси - специальная установка «PAUS-MEYCO Cobra» или БМ-60;
- для перемешивания и доставки бетонной смеси к месту выполнения работ - миксер типа UNI 50-3.

Изготовление смеси для набрызг-бетона будет производиться на поверхности или в шахте вручную.

В комплект поставки установки «PAUS-MEYCO Cobra» входят:

- шасси PAUS;
- оборудование MEYCO Suprema с системой дозирования;
- гидравлическая система;
- манипулятор MEYCO;
- компрессор производительностью 12 м³/мин, давлением 7 бар и электроприводом 75 кВт;
- барабан с кабелем и блоком управления;
- бак для дополнительных присадок;
- водяной насос высокого давления.

Рабочие характеристики MEYCO Minima:

- производительность 0 -14 м³/час;
- рабочее давление - 75 бар;
- дальность подачи раствора – 300 м, высота подачи раствора – 100 м.

Зависят от гранулометрии, содержания и пластичности цемента.

Мощность дизельного двигателя – 119 л.с., он оснащён катализатором, барботажным баком и штуцером для взятия проб выхлопных газов до и после катализатора, сухим воздушным фильтром.

Миксер типа UNI 50-3 с полезным объёмом барабана 4,5 м³ с гидростатическим приводом от дизельного двигателя мощностью 155 л.с. Выпускается на базе шахтной машины фирмы PAUS. Барабан установлен на подъёмной раме с гидравлическим устройством подъёма-опускания рамы. Высота выгрузки мм: минимальная – 1200, максимальная – 2000. Закрытая кабина оснащена защитной крышей и ребром жёсткости. Масса машины – 13 000 кг. Полезная нагрузка – 10 000 кг. Имеет автономную систему пожаротушения.

Контроль толщины набрызг-бетона Проектом предусматривается осуществлять следующим образом: до спуска в шахту металлической сетки, предназначенной для набрызг-бетонирования, к ней, по одной из сторон привариваются с помощью электросварки концы отрезков проволоки длиной 15 см и толщиной 5 мм. После установки и крепления сетки к штангам свободный конец отрезка проволоки отгибается внутрь выработки на нужную длину. Частоту установки маяков определить в процессе производства по указанию маркшейдера.

Для планирования твердого дорожного покрытия наклонного съезда и транспортно-вентиляционного уклона, выполненного из щебня толщиной 200 мм и пропитанного связующим раствором, будет использоваться автогрейдер Cat-14H.

Для проходки вертикальных восстающих высотой более 20 м применяться проходческий комплекс КПВ-4А. Для крепления восстающих набрызг-бетоном будет использоваться то же оборудование, что и при креплении горизонтальных и наклонных выработок (специальная установка «PAUS-MEYCO Cobra»).

Для откачки воды из забоев при зарядании шпуров применять забойный турбонасос Н2 (пневматический) с подачей 25 м³/час и напором 40 м.

1.9 Календарный график отработки месторождения

Общая отработка месторождения обуславливается взаимно увязанными вскрытием, подготовкой шахтного поля, очистной выемкой и транспортировкой руды на-гора. Основной показатель рудника, производственная мощность, зависит от пропускной способности обогатительной фабрики.

Календарным планом предусматривается начало очистных работ с 2021 года. С 2023 года производительность составит 140 тыс. т и рудник выйдет на проектную мощность. Затухание будет с 2029 года и начало ведения работ по ликвидации объектов недропользования.

Таблица 4.22 - Объемы и сроки ведения ГКР

назначение	Наименование выработки	Длина, м	Сечение, м ²	Объем, м ³	Время, мес	годы строительства
Горно- капитальные выработки	Автотранспортный съезд (АТС)	1310	14,5	19350	18	2023-2024
	Штрек отм +210	839	14,5	12175	12	2023-2024
	Штрек отм +150	839	14,5	12175	12	2024-2025
	Штрек отм +100	839	14,5	12175	12	2025-2026
	Штрек отм +40	839	14,5	12175	12	2026-2027
	Рудоспуск 2шт	271	4	1584	4,5	2024, 2026
	ВЛВ	77	6	6462	2,3	2023-2024
	Итого:	5014		76096	72,8	

Таблица 4.23 Календарный график отработки месторождения «Майкаин С»

Годы отработки	Добыча товарной руды, тыс.т.	Содержание Au в товарной руде, г/т	Металл в товарной руде, кг
2021	30 000	4,25	127,5
2022	50 000	4,25	212,5
2023	140 000	4,25	595
2024	140 000	4,25	595
2025	140 000	4,25	595
2025	140 000	4,25	595
2026	140 000	4,25	595
2027	140 000	4,25	595
2028	110 000	4,25	467,5
2029	6 000	4,25	25,5
Всего	1 036 000	4,25	4 403

4.9 Расчет основного самоходного оборудования

4.9.1 Погрузочно-доставочное оборудование

Уборка и доставка отбитой руды из очистного забоя блока производится ковшевыми погрузочно-доставочными машинами на дизельном ходу типа АСУ-2 DIESEL LHD (Китай). Опыт эксплуатации подобных машин на рудниках Майкаинской группы месторождений показал, что оптимальное расстояние доставки руды составляет 150-200м. Сменная эксплуатационная производительность одной машины определяется по формуле

$$П_{см} = 60 \cdot T_{см} \cdot V_k \cdot K_z \cdot K_{исп} \cdot \gamma_p / K_p \cdot T_p, \quad \text{т/см}, \quad (4.60)$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены. $T_{см} = 10$ час;

V_k – емкость ковша, $V = 2 \text{ м}^3$;

K_z – коэффициент заполнения ковша, $K_z = 0,85$;

$K_{исп}$ – коэффициент использования машины в течении смены, $K_{исп} = 0,7$;

γ_p – объемный вес руды, $\gamma_p = 3,26 \text{ т/м}^3$;

K_p – коэффициент разрыхления руды, $K_p = 1,5$;

T_p – продолжительность одного рейса, мин.

Доставка руды от забоя осуществляется к участковому рудоспуску или к самосвалу, расположенному у транспортного штрека. По хронометражным данным промышленного испытания данного типа машин на подземных рудниках при доставке руды на расстояние 200м продолжительность одного рейса составляет $T_p = 3,5$ мин.

Тогда сменная эксплуатационная производительность погрузочно-доставочной машины «АСУ-2 DIESEL LHD» составит

$$П_{см} = 60 \cdot 10 \cdot 2 \cdot 0,85 \cdot 0,7 \cdot 3,26 / (1,5 \cdot 3,5) = 444 \text{ т/см}$$

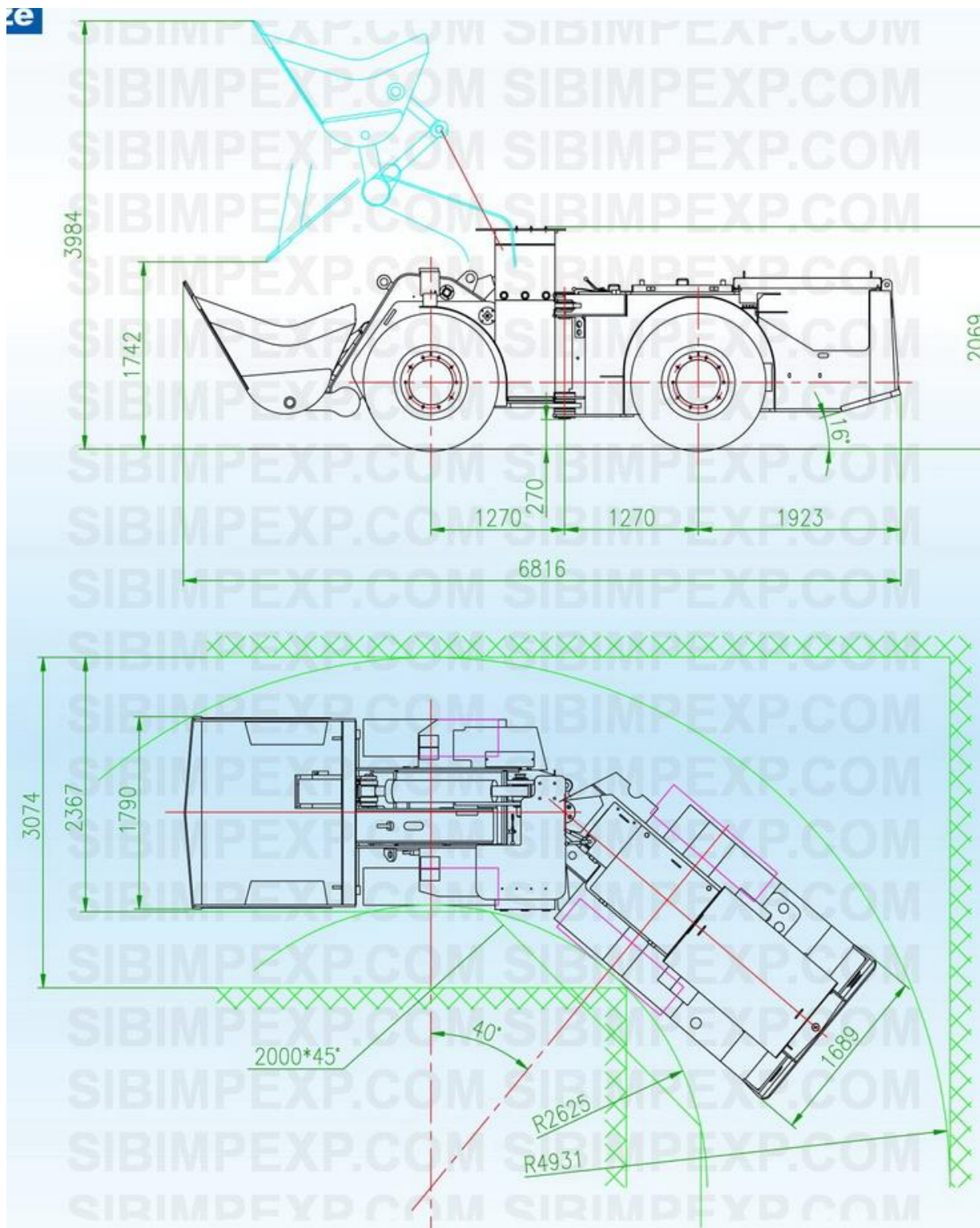
Количество погрузочно-доставочных машин для обеспечения заданной производительности рудника по горной массе составляет

$$n_{погр} = A_{см} / П_{см} = 1510 / 444 = 3,4 \text{ ед} \quad (4.61)$$

где $A_{см}$ – сменная производительность рудника по добыче, $A_{см} = 1510 \text{ т}$.
На первые 4 года потребуется $913/444 = 2$ ед ПДМ.



ПДМ: ACY-2 Diesel LHD
Грузоподъемность [т] 4,0
Емкость ковша [м³] 2,0
Мощность двигателя DEUTZ F6L914 [кВт] 79



Проектом принимается число погрузочно-доставочных машин типа «ACY-2 DIESEL LHD» в количестве 2 ед. в работе и 1 ед. в резерве, всего 3 ед.

Первые 2 года службы рудника обеспечат 2 ед. ПДМ, на 3-ом году вводится в эксплуатацию еще одна рабочая единица ПДМ.

4.9.2 Расчет эксплуатационной производительности автосамосвала UK 20 LP

Сменная производительность одной машины UK 20 LP (Китай) определяется по формуле

$$\Pi_{\text{см}} = 60 \cdot T_{\text{см}} \cdot P_{\text{с}} \cdot K_{\text{исп}} / K_{\text{р}} \cdot T_{\text{р}}, \quad \text{т/см} \quad (4.62)$$

где $T_{\text{см}} = 10$ часов - продолжительность смен;

$P_{\text{с}} = 21$ т – грузоподъемность самосвала;

$K_{\text{исп.}}$ – коэффициент использования машины в течении смены, принимается $K_{\text{исп.}} = 0,9$;

$\gamma_{\text{р}} = 3,26 \text{ т/м}^3$ – объемный вес руды;

$K_{\text{р}} = 1,5$ – коэффициент разрыхления руды;

$T_{\text{р}}$ – продолжительность одного рейса, мин;

$$T_{\text{р}} = t_{\text{погр.}} + t_{\text{разм.}} + t_{\text{р.з.}} + t_{\text{дв.}}, \quad \text{мин} \quad (4.63)$$

где $t_{\text{погр.}}$ – время стояния автосамосвала под погрузкой, мин;

$t_{\text{разм.}}$ – время разминировки и маневра, мин;

$t_{\text{р.з.}}$ – время разгрузки руды, мин;

$t_{\text{дв.}}$ – время движения машины, мин;

$$T_{\text{р}} = 3,5 + 2,2 + 0,17 + 29 = 35 \text{ мин}$$

На основании хронометражных наблюдений принимается: $t_{\text{погр.}} = 3,5$ мин, $t_{\text{р.з.}} = 0,17$ мин и $t_{\text{разм.}} = 2,2$ мин.

Время движения машины составляет

$$t_{\text{дв}} = \frac{L_{\text{д}}}{60 \cdot K_{\text{с}}} \cdot \left(\frac{1}{V_{\text{г}}} + \frac{1}{V_{\text{п}}} \right), \quad \text{мин} \quad (4.64)$$

где $L_{\text{д}}$ – длина доставки руды от рудоспуска к пункту перегрузки, м;

$K_{\text{с}}$ – коэффициент, учитывающий снижение скорости на коротких отрезках трассы, пересечениях и поворотах, принимается $K_{\text{с}} = 0,75$;

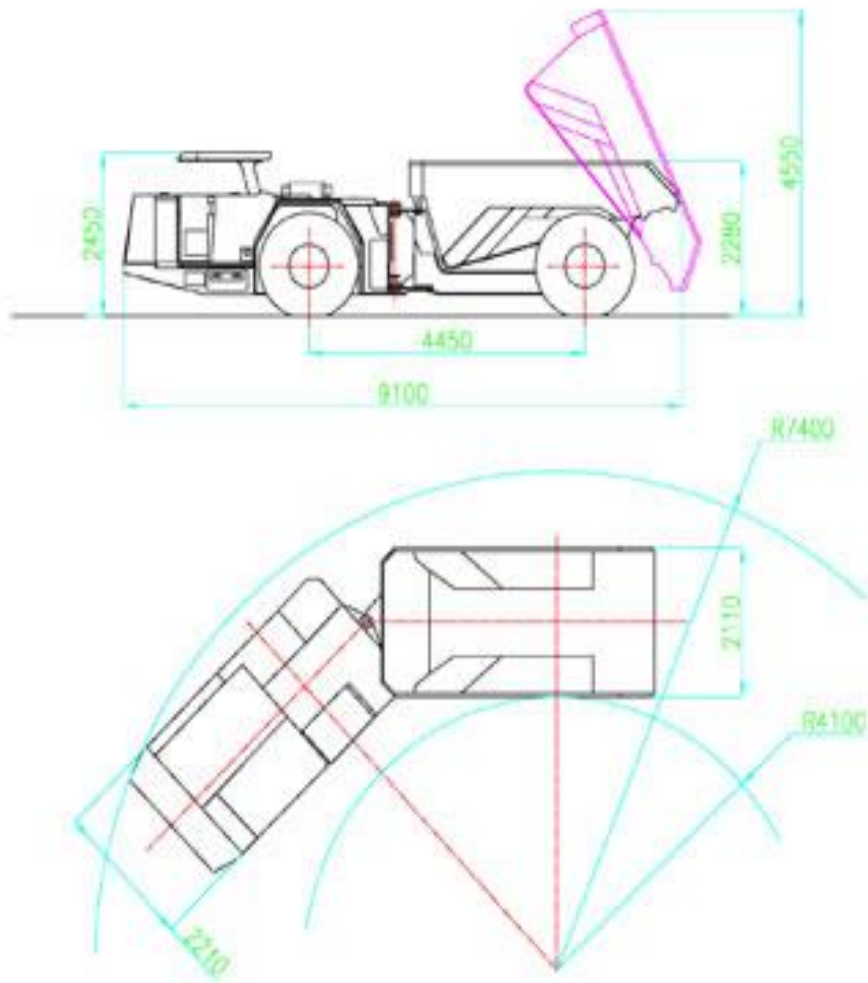
$V_{\text{г}}$ и $V_{\text{п}}$ – скорость движения машины соответственно груженной и порожней, согласно технической характеристике принимается $V_{\text{г}} = 2,5$ м/с и $V_{\text{п}} = 4,0$ м/с.

$$t_{\text{дв.}} = \frac{2000}{60 \times 0,75} \left(\frac{1}{2,5} + \frac{1}{4} \right) = 29 \text{ мин}$$

Тогда сменная эксплуатационная производительность доставочной машины UK 20 LP составит

$$\Pi_{\text{см}} = 60 \cdot 10 \cdot 21 \cdot 0,9 / (1,5 \cdot 35) = 216 \text{ т/см}$$

$$N_{\text{сам}} = 1510 / 216 = 6 \text{ шт.}$$



Технические характеристики:*Грузоподъемность 21 000 кг**Емкость кузова 10,5 м³**Габаритные размеры:**Общая длина 9100 мм**Максимальная ширина 2210 мм**Высота по защитному навесу 2450 мм**Время разгрузки 10 с**Скорость движения передним и задним ходом**1-я передача 5,2 км/ч**2-я передача 10,9 км/ч**3-я передача 18,5 км/ч**4-я передача 31,7 км/ч**Мощность двигателя (186-298)кВт*

Принимается число доставочных машин типа UK 20 LP в количестве 4 ед. в работе и 1 ед. в резерве, всего 5 ед. автосамосвалов.

Первые 2 года службы рудника обеспечат - 2 ед., на 3-ем году вводится в эксплуатацию еще две единицы автосамосвала, соответственно.

4.10 Типовой проект буровзрывных работ при проходке горных выработок

4.10.1 Выбор метода буровзрывных работ

Учитывая различные физико-механические свойства пород, коэффициент крепости которых колеблется от 10 до 12, а также гидрогеологические условия и тектонику месторождения, проектом предусмотрено:

- применение мелкошпурового способа отбойки породы при проходке горных выработок;
- использование контурного взрывания с его вариантом завершающего взрывания контурных шпуров при рассредоточенной конструкции зарядов;
- применение электрического способа взрывания с использованием максимального количества ступеней замедлений, снижающих разрушающее действие взрыва в ближней зоне и снижение сейсмического эффекта – в дальней;
- использование ВВ средней работоспособностью (330-380 см³) и невысокой скоростью детонации (2800-3800 м/с).

В зависимости от крепости горных пород и руды и вида применяемого ВВ, проектом предусматривается:

- использование гранулированных ВВ типа гранулит, игданит, приготовленного на месте работ);
- при использовании патронированного ВВ – ручное зарядание.

При проведении горизонтальных и наклонных горных выработок предусмотрен электрический способ взрывания, а для вертикальных выработок - электроогневой (или электрический) способ взрывания.

Бурение шпуров при проходке горизонтальных и наклонных выработок предусмотрено с помощью перфораторами ПП-63 на пневматической поддержке, а при проходке восстающих применяются телескопные перфораторы типа ПТ-48.

При необходимости увеличения скорости проходки горно-капитальных выработок и с целью ускорения пуска рудника в эксплуатацию допускается применение самоходного бурового оборудования.

Заряжание шпуров при проходке восстающих будет производиться вручную патронированными ВВ с забойкой из глины.

Проекты паспортов буровзрывных работ при проходке выработок представлены на чертежах БВР-01.12 – БВР-08.12.

4.10.2 Выбор ВМ

При выборе ВМ для проведения горных выработок учтены горнотехнические, гидрогеологические условия, а также организационные факторы при зарядании, хранении и транспортировке.

В качестве основных видов ВВ в проекте приняты аммонит 6ЖВ, гранулит для относительно крепких пород и руды с коэффициентом крепости более 10 и игданит – для пород средней крепости. Оба вида ВВ допущены для применения в шахтах не опасных по газу и пыли.

Аммонит 6ЖВ применяется для изготовления боевиков, а также для зарядов в обводненных шпурах, для сухих забоев используется игданит, гранулит. Заряды могут быть комбинированные, т.е. часть из них (забойная) состоит из аммонита 6ЖВ, остальная – из игданита или гранулита. Игданит приготавливается на месте производства работ. Для этого предприятие должно иметь лицензию.

Пневмозаряжание шпуров игданитом сопровождается образованием статического электричества, поэтому в проекте предусмотрено использование соответствующего качества зарядных шлангов с заземлителями, а также применение электродетонаторов ЭД-1-3-Т с защитными свойствами от блуждающих токов силой до 1А и зарядов статического электричества до 10 кВ. Для инициирования электродетонаторов применяется взрывной прибор ПИВ-100М.

4.10.3 Распределение сечений горных выработок

Проектируемые горные выработки имеют следующие размеры и площади сечений в черне (м^2):

- восстающие – 4,6; 6,8; 9,61; 12,7; 15,9
- наклонные и горизонтальные горно-капитальные, горно-подготовительные и нарезные выработки - 7,4; 8,6; 9,5; 12,5; 13,8; 14,1.

4.10.4 Расчет параметров буровзрывных работ при проходке

Проектом предусматривается проходка горных выработок и отбойка руды в породах различной крепости и устойчивости. Учитывая необходимость крепления выработок анкерной крепью (временное крепление) и последующее покрытие набрызг-бетоном толщиной 5-200 мм (постоянное крепление) в Рабочем проекте предусматривается контурное (в его варианте завершающее) взрывание. Расчет параметров БВР выполнен с учетом этого варианта.

1. *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), условий зажима и порядка взрывания зарядов.

Расчет удельного расхода ВВ производится по методике Н. М. Покровского [7]:

$$q = q_1 \cdot \psi \cdot v \cdot e, \text{ кг/м}^3 \quad (4.65)$$

где q_1 – эталонный удельный расход ВВ, зависящий от крепости пород, принимается по табл.19, стр.178 [7]:

при, $f = 7-9$

$f = 10-12$

$q_1 = 0,7-0,8$

$q_1 = 0,9-1,0 \text{ кг/м}^3$

ψ – коэффициент зажима, зависящий от площади поперечного сечения выработки S , глубины шпуров и числа обнаженных поверхностей.

При одной обнаженной плоскости определяется из выражения:

$$v = \frac{7 \sqrt[3]{l_{шп}}}{\sqrt{S - S_{ок}}}, \quad (4.66)$$

где $l_{шп}$ – длина шпура, м (предварительно принимается равной для вертикальных выработок 1,8 м, для горизонтальных и наклонных – 2,0 м);

$S_{ок}$ – площадь забоя, отбиваемая оконтуривающими шпурами, определяемая по формуле:

$$S_{ок} = W (P_k - \lambda \cdot W), \quad (4.67)$$

где W – расстояние между шпурами предконтурного ряда и оконтуривающим рядом, равное ЛНС шпура оконтуривающего ряда;

$$W = \frac{a_{ok}}{m}, \quad (4.68)$$

где a_{ok} – расчетное расстояние между оконтуривающими шпурами по линии их расположения;

m – коэффициент сближения зарядов, принимается равным:

1,0-0,9 – для пород средней крепости с $f = 7-9$;

0,85-0,8 – для пород крепких с $f = 10-12$;

λ – коэффициент на форму сечения выработки (обычно принимается равным 1,8-2,0);

P_k – периметр выработки по проектному контуру вчерне без подошвы.

$$a_{ok} = \frac{1}{(0,11 \cdot f + 1,28)} \quad (4.69)$$

Принимая во внимание изменение коэффициента крепости пород и руды от 7 до 12, вычисленные средние расстояния между оконтуривающими шпурами устанавливаются:

Коэффициент крепости, f	7-9	10-12
Расстояние между оконтуривающими шпурами, a_{ok} , м	0,46	0,40

e – коэффициент относительной работоспособности ВВ при эталоне аммонит 6ЖВ

$$e = \frac{Z_{эт}}{Z_{ф}}, \quad (4.70)$$

где $Z_{эт}$ – работоспособность эталонного ВВ;

$Z_{ф}$ – работоспособность фактически применяемого ВВ.

Линия наименьшего сопротивления для отбойных и вспомогательных шпуров определяется по формуле:

$$W_{от} = \sqrt{\frac{P}{q}}, \quad (4.71)$$

где P – вместимость 1 м шпура, кг/м;

q – удельный расход ВВ для данных условий.

Вместимость метра шпура устанавливается по формуле:

$$P = \frac{\pi d^2}{4} \cdot \Delta, \quad (4.72)$$

где d – диаметр шпура (при зарядании гранулированным ВВ) и диаметр патрона ВВ при зарядании патронированным ВВ;

Δ – плотность заряда, равная $0,9 \text{ т/м}^3$ при ручном зарядании патронированными ВВ и от 1100 до 1150 кг/м^3 – при пневмозарядании.

При пневмозарядании игданитом с плотностью $1,15 \text{ г/см}^3$ вместимость 1 м шпура устанавливается:

$$P = 0,785 \cdot 0,043^2 \cdot 1150 = 1,67 \text{ кг/м}$$

Расстояние между оконтуривающими отбойными шпурами, определенные по формуле для удельных расходов ВВ, принятых для пород и руд месторождения, принимаются равными:

коэффициент крепости, f	7-9	10-12
удельный расход ВВ, кг/м^3	3,3	3,8
линия наименьшего сопротивления $W_{от}$, м	0,70	0,65

Расстояние между отбойными и вспомогательными шпурами принимаются:

коэффициент крепости, f	7-9	10-12
коэффициент сближения, m	0,9	0,8
расстояние между шпурами, a , м	0,6	0,5

Расстояние между отбойными и вспомогательными шпурами принимается с учетом коэффициента сближения m :

$$a = W_{JN} \cdot m, \quad (4.73)$$

2. Число шпуров определяется отдельно для оконтуривающих и расположенных внутри взрываемого сечения забоя:

$$N_{OK} = \frac{P_K}{a_{OK}} + 1, \quad (4.74)$$

$$N_{BH} = \frac{12,7 \cdot q(S - S_{OK}) \cdot \eta}{\gamma \cdot \rho_{вв} \cdot d^2 \cdot k}, \quad (4.75)$$

где η – КИШ - коэффициент заполнения шпура, составляющий для врубовых шпуров 0,4-0,6; для отбойных и вспомогательных – 0,6-0,8 (нижние пределы принимаются для слабых пород, верхние – для крепких);

$\rho_{вв}$ – насыпная плотность ВВ, т/м³;

k – коэффициент, учитывающий уплотнение ВВ при зарядке (при пневматическом зарядании принимается 1,15).

Общее число шпуров в забое равно сумме:

$$N_{об} = N_{вн} + N_{ок}, \quad (4.76)$$

3. Глубина шпуров определяется из комплекса условий выполнения всех работ, в частности, по производству бурения:

$$l_{шп} = \frac{T_{ц} - (N_1 \cdot t_{зар} + t_{пр})}{\frac{\sum L_{шп}}{n_m \cdot v_B} + \frac{\eta \cdot S \cdot \varphi \cdot \sin \alpha}{P_{погр}}}, \quad (4.77)$$

где $T_{ц}$ – продолжительность цикла проходческих работ, 420 мин;

N_1 – число шпуров на одного заряжающего, 35 шт.;

$t_{зар}$ – время на зарядание одного шпура, 3 мин;

$t_{пр}$ – продолжительность взрыва и проветривания забоя, 30 мин;

n_m – число перфораторов на буровой каретке, 1 шт.;

v_B – скорость бурения шпура, м/мин

η - коэффициент совмещения операций по уборке и бурению или уборки и крепления (принимается равным 1)

φ - угол наклона шпуров, при $\varphi = 85-90^\circ \sin \alpha$ принимается равным 1

$P_{погр}$ – производительность погрузочно-доставочной машины ТОРО-151D, равная 0,5 м³/мин.

$$l_{шп} = \frac{600 - (35 \cdot 3 + 30)}{\frac{210}{1 \cdot 1,8} + \frac{0,9 \cdot 18 \cdot 1 \cdot 1}{0,5}} = 1,91 \text{ м}$$

Принимаем $l_{шп} = 2,0$ м.

Глубина врубовых шпуров принимается на 10 % больше, чем отбойных и вспомогательных.

4. Масса зарядов. Расчет массы зарядов при проходке выработок выполняется по объемной формуле:

$$Q_{BB} = Q_{BH} + Q_{OK} = q(S - S_{OK}) \cdot L_{шп} \cdot \eta + Q_{OK}, \quad (4.78)$$

где Q_{BB} – масса заряда на весь взрываваемый объем забоя, кг

Q_{BH} – масса зарядов на взрывание породы внутри контура забоя, кг

Q_{OK} – масса заряда в оконтуривающих шпурах, кг.

Величина заряда в оконтуривающих шпурах принимается из расчета:

$$Q_{OK} = L_{шп} \cdot \beta, \quad (4.79)$$

где β – удельный расход на 1 м гладкого взрывания, принимается равным:

- 0,35-0,4 кг/м – для средних по крепости пород

- 0,4-0,45 кг/м - для относительно крепких пород.

Масса ВВ в оконтуривающих шпурах:

коэффициент крепости, f	7-9	10-12
линейный удельный расход ВВ, кг/м	0,40	0,45
масса ВВ на шпур, кг	1,20	1,35

Масса заряда для отбойных и вспомогательных шпуров определяется, исходя из вместимости шпуров:

$$Q_{от} = L_{шп} \cdot K_{зап} \cdot P, \quad (4.80)$$

где $K_{зап}$ – коэффициент заполнения шпуров ВВ, принимается равным 0,45-0,5 для врубовых; 0,5-0,8 – для отбойных и вспомогательных шпуров.

5. *Расположение шпуров и конструкция зарядов.* Угол наклона шпуров предконтурного ряда принимается равным углу наклона шпуров в крепких породах и 90° – для пород средней и малой крепости, остальные обычно перпендикулярны плоскости забоя.

Величина ухода концов шпуров за проектный контур принимается: для слабых пород – до контура; для пород средней крепости и крепких – за контур 5-10 % от длины шпура.

В Рабочем проекте принимается спиральный вруб, состоящие из 5 шпуров с центральным незаряжаемым.

Расстояние между концами врубовых шпуров при спиральном врубе принято в порядке 150, 200, 250, 300 мм.

Конструкция зарядов внутри контура принята сплошной и состоящей из основного заряда (игданит, гранулит) и боевика (аммонит 6ЖВ) для сухих забоев и полностью из аммонита 6ЖВ в ползовых шпурах и обводненных забоях с коррекцией массы по работоспособности ВВ. Забойка предусмотрена из песчано-глинистой смеси длиной не менее 20 см.

Конструкция зарядов оконтуривающих шпуров принимается рассредоточенной, где патроны аммонита привязаны к нити ДШ, свободный конец которых выходит из шпура не менее, чем на 0,5 м. Масса заряда оконтуривающих шпуров составляет 1 кг. Инициирование зарядов ВВ – прямое.

6. Электровзрывная сеть. Инициирование внутриконтурных зарядов производится с помощью электродетонаторов ЭД-1-3-Т короткозамедленного действия с замедлением 20 мс серий от 0 до 10 в следующей последовательности:

1. врубовые – серия 0Т
2. вспомогательные – серия 1Т, 2Т
3. отбойные – серия 3Т, 4Т
4. оконтуривающие стенок и кровли – серия 5Т
5. ползовые – серия 6Т, 7Т.

Взрывание оконтуривающих шпуров кровли и стенок производится соединением их с помощью ДШ-А с замедлением через 100 мс серией 10Т после взрывания внутриконтурных зарядов.

В Плате горных работ предусматривается последовательная электровзрывная сеть, сопротивление которой определяется по уравнению:

$$R_{\text{общ}} = n_{\text{д}} \cdot r_{\text{д}} + 1,1 \cdot 2 \cdot 2L_{\text{м}} \cdot \rho_{\text{пр}}, \quad (4.81)$$

где $n_{\text{д}}$ – число электродетонаторов;

$r_{\text{д}}$ – сопротивление одного электродетонатора;

$2 \times 2L_{\text{м}}$ – длина дублированной магистрали;

$\rho_{\text{пр}}$ – удельное сопротивление проводов магистрали.

Все параметры БВР сведены в таблицу 2.5.

4.10.5 Проветривание горно-капитальных выработок на первом этапе строительстве рудника

Для строительства подземного рудника организуется проходка горно-капитальных выработок, как минимум, четырьмя рабочими забоями, которые проветриваются вентиляторами местного проветривания нагнетательным способом. Этот метод исключает рециркуляцию загрязненного выхлопными газами воздуха и многократный доступ его в призабойное пространство. При этом свежий воздух нагнетается в каждый забой по вентиляционному трубопроводу диаметром 800-1000 мм одним

вентилятором местного проветривания ВМЭ-8 или ВМЭ-12А. С этой целью на промплощадке рудника в 15 м от портала рядом устанавливается установка в составе двух таких вентиляторов.

По мере проходки автотранспортного съезда, ведётся монтаж двух параллельных трубопроводов до сопряжения съезда со сбойкой к капитальному восстающему для исходящей струи. От этого сопряжения вентиляционные трубопроводы монтируются в одну нитку, по наклонному съезду и по сбойке к вентиляционному восстающему для организации его проходки.

Расчёт показывает, что каждый из названных двух вентиляторов при принятом диаметре трубопровода 1000 мм обеспечивает проветривание одного забоя с протяжённостью выработки до 400 м при условии работы в забое не более одной ПДМ АСУ-2 и одного автосамосвала УК 20 LP. После завершения проходки капитального восстающего будет создана возможность подачи воздуха от установки по наклонному съезду, вентиляционной сбойке и восстающему на поверхность. Вентилятор ВМЭ-12 А устанавливается на отметку 190 м и появляется возможность проходки наклонного съезда и основных горно-капитальных выработок на гор. 150 м для организации общешахтной системы проветривания.

При готовности системы вентиляции проветривание при проходке решается путём простого переноса ВМЭ-12А ближе к забою с установкой на съезде в 10 м выше сопряжения с этажным квершлагом.

После оформления сбойки капитального вентиляционного восстающего ВХВ с поверхностью приступают к немедленному строительству здания главной вентиляторной установки (ГВУ) и монтажу вентиляторной установки.

За это время должны быть пройдены все горно-капитальные, горно-подготовительные и нарезные выработки и произведена их сбойка с наклонным съездом, проходка которого не прекращается и продолжается тупиковым забоем с проветриванием по одному из предложенных вариантов.

Принятая схема обеспечивает нормальное проветривание двух действующих забоев при протяжённости каждой выработки до 400 м и при условии работы в каждом из забоев одной ПДМ АСУ-2.

После пуска в эксплуатацию ГВУ и образования замкнутой вентиляционной системы проветривания выработок за счёт общешахтной депрессии, проветривание тупиковых забоев значительно упрощается и облегчается.

Вентиляторы местного проветривания, установленные на поверхности возле портала, демонтируются.

Таблица 4.25 - Сводная таблица параметров БВР при проходке горных выработок

Категория крепости пород	Площадь сечения вчерне, м ²	Число оконтуривающ шпуров, N_{OK} , шт	Число шпуров на внутренний объем, $N_{вн}$, шт	Всего шпуров на забой, $N_{об}$, шт	Масса ВВ на оконтуривающ. шпуры, кг	Масса ВВ на отбойку внутри объема, кг	Всего ВВ на заходку, кг	Расчетный удельный расход ВВ, кг/м ³
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Горизонтальные и наклонные горные выработки								
9-12	3,2	12	4	16	20,6	10,3	30,9	5,83
	7,4	20	10	30	28,6	23,2	51,8	4,28
	8,6	21	12	33	29,4	27,5	56,9	4,31
	9,5	20	15	35	27,7	33,9	61,6	4,25
	12,5	25	16	41	35,24	36,12	71,36	3,73
	13,8	25	23	48	34,3	51,2	85,5	3,95
	14,1	25	23	48	34,3	51,2	85,5	3,95
Вертикальные горные выработки								
9-12	4,56	10	4	15	12,5	6,0	18,5	2,98
	6,8	12	8	20	15,0	11,0	26,0	2,81
	15,4	-	20	20	-	25	25	3,17

При вскрытии каждого рабочего этажа осуществляется проведение тех этажных выработок, которые обеспечат его проветривание за счёт общешахтной депрессии, что, в свою очередь, позволит использовать автосамосвалы для транспортировки отбитой породы на поверхность и сохранить необходимую скорость проведения горно-капитальных выработок.

Такое решение основано на расчёте, показывающем, что нормальное проветривание тупикового забоя, с одним работающим самосвалом при двух параллельно установленных вентиляторах ВМЭ-12А и двух вентиляционных трубопроводах диаметром 1000 мм каждый, возможно при максимальной длине выработки не более 120 м.

Проектом принимается проветривание тупикового забоя длиной до 400 м с использованием одной ПДМ АСУ-2С с погрузкой автосамосвалов на верхних этажных выработках, проветриваемых за счёт общешахтной депрессии.

4.10.6 Организация горнопроходческих работ при капитальном строительстве

Помимо сложных горно-геологических и горнотехнических условий месторождения имеется ряд других проблем, с которыми придётся считаться при его освоении. В частности, это проблема с кадрами, которая возникнет при строительстве рудника.

В связи с этим потребуется определённое время для переподготовки рабочих и специалистов, ранее работавших в шахте и обучения новых рабочих.

Для решения этих вопросов строительство рудника будет производиться за счёт привлечения специалистов (рабочих и ИТР) в основном из Казахстана для работы на импортном самоходном оборудовании с одновременным обучением местных работников, проживающих в различных регионах РК. Не исключается привлечение подрядных организаций на период строительства.

Для всех местных рабочих и специалистов наиболее удобным является вахтовый метод работы, который и принимается Проектом для расчётов на период строительства рудника при установлении следующего режима работы:

- число рабочих дней в месяц - 15;
- число рабочих смен в сутки – 2;
- продолжительность рабочей смены:
- для рабочих подземной группы - 10 часов,

- для рабочих на поверхности – 11 часов.

С учётом этого режима работы рудника построена организация горнопроходческих работ на период строительства.

Организация горнопроходческих работ на руднике соответствует общепринятой цикличной технологии при проведении подземных горных выработок, включающей в себя последовательное выполнение работ в забое при бурении, зарядании и взрывании, проветривании, уборке горной массы и креплении призабойного пространства при безусловном выполнении всех действующих требований Правил и инструкций по технической безопасности.

При этом продолжительность цикла, состав операций и численность подземных забойных рабочих должны учитывать конкретные горно-геологические и горнотехнические условия проходки, применяемое основное и вспомогательное оборудование, его производительность и меры безопасности при его эксплуатации.

Проведение горизонтальных и наклонных выработок осуществляется с помощью переносных перфораторов ПП-63 и погрузочно-доставочной машины АСУ-2С.

Первоначально проходка наклонного съезда производится бригадным методом (вахта-бригада) с забойной группой подземных рабочих, состоящей из двух звеньев. Каждое звено состоит из 5 человек забойной группы, в том числе:

Машинист АСУ-2С – 1 чел.

Проходчик – 1 чел.

Взрывник – 1 чел.

Крепильщик – 2 чел.

Одним комплектом основного оборудования можно производить работы одновременно в двух-трех забоях, оптимально совмещая или разделяя их.

4.11 Отвалообразование

4.11.1 Выбор способа и технологии отвалообразования

При разработке месторождения Майкаин С подземным способом проектом предусмотрено в качестве технологического автотранспорта для отвалообразования использование автосамосвалов марки UK 20 LP (Китай). Проектом предусматривается формирование рудного склада у устья портала автотранспортного съезда.

Транспортировка и складирование пустых пород будет осуществляться в выработанное пространство карьера месторождения Майкаин С.

Общий объем транспортировки пустых пород из шахты за период подземной добычи составит: Горно-капитальные работы – 76,1 тыс. м³, подготовительно-нарезные работы 24,7 тыс.м³ (2,7 тыс.м³/год) из них, около 20% будет заполняться в подземные отработанные камеры, а остальная порода 81 тыс.м³ предусматривается вывозить в отвалы выработанного пространства карьера.

При данных объемах складирования породы в отвалы, а также вследствие применения автомобильного транспорта, целесообразно принять бульдозерную схему отвалообразования.

Основные преимущества бульдозерного отвалообразования:

- организация и управление работами значительно проще;
- нет надобности, строить линии электропередач;
- применять металлоемкие экскаваторы;
- возможность производить разгрузку самосвалов по всему фронту.

Таким образом, настоящим проектом принимается бульдозерный способ отвалообразования, так как в данном случае он является единственным альтернативным способом отвалообразования.

4.11.2 Расчет бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте

Внешнее отвалообразование.

Общий объем пород, размещаемых в отвалы, составит: 81 тыс. м³. Настоящим проектом предусмотрено складирование пустых пород в один отвал, руды на рудный склад.

Формирование отвала будет осуществляться в течение всего периода эксплуатации месторождения.

Настоящим проектом принята следующая высота отвалов:

Отвал пустых пород – 20м;

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

$$S_0 = \frac{W * K_p}{h * K_0}, \text{м}^3 \quad (4.82)$$

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

K_p – коэффициент разрыхления пород в отвале, 1,4;

h – высота отвала, м;

K_0 – коэффициент учитывающий откосы и неравномерность заполнения площади следующим ярусом, 0,8.

Площадь отвала пустых пород 0,3 га.

На месторождении «Майкаин С» предусматривается проведение горных работ с общим объемом: горно-капитальные работы 76,1 тыс. м^3 и подготовительно-нарезным работам 24,7 тыс. м^3 (2,7 тыс. $\text{м}^3/\text{год}$) из них, около 20% будет заполняться в отработанные камеры, а остальная порода 81 тыс. м^3 планируется вывозить в отвалы выработанного пространства карьера, имеющие параметры, указанные в таблице.

Таблица 4.26 - Параметры отвала

Наименование	Высота отвала, м	Угол откоса, град.	Ширина фронта отсыпки, м	Площадь отвала, м^2	Объем породы размещаемой в отвал, м^3
Отвал пустых пород	20	45	63	4050	81 000

Продолжительность разгрузки и маневрирования автосамосвалов на отвале определяется по формуле:

$$t_{p*m} = t_p + t_{пер} + \frac{(3-4)R}{V}, \text{мин} \quad (4.83)$$

где t_p – продолжительность разгрузки автосамосвала, 28 сек;

$t_{пер}$ – продолжительность переключения передач, 6 сек;

R – радиус поворота автомашины при маневрировании, 12 м;

V – скорость движения автомашины при маневрировании, 1,5 м/сек;

$$t_{p*m} = 28 + 6 + \frac{4*12}{1,5} = 66 \text{сек}$$

Число автосамосвалов разгружающихся на отвале в течение часа:

$$N_0 = \frac{P_{\text{кч}} * K_{\text{нер}}}{Q_{\text{п}}}, \text{шт.} \quad (4.84)$$

где, $P_{\text{кч}}$ – часовая производительность заполнения отвала 24 м^3 ;

$Q_{\text{п}}$ – часовая производительность самосвала

$K_{\text{нер}}$ – коэфф. неравномерности работы рудника по породе, 1,4

$$N_0 = \frac{24 \cdot 1,4}{25} = 1,4 \text{шт.}$$

Принимаем 2 автосамосвала.

Число одновременно разгружающихся автосамосвалов:

$$N_{\text{ао}} = N_0 * \frac{t_{\text{рм}}}{60}, \text{шт.} \quad (4.85)$$

где $t_{\text{рм}}$ – продолжительность разгрузки и маневрирования одного самосвала

$$N_{\text{ао}} = 1,4 * \frac{66}{60} = 2 \text{шт.}$$

Число одновременно разгружающихся автосамосвалов – 2 шт.

Длина фронта разгрузки

$$L_p = N_{\text{ао}} * l_n, \text{м} \quad (4.86)$$

где l_n – ширина полосы по фронту, занимаемая одним автосамосвалом, 30 м.

$$L_p = 2 * 30 = 60 \text{м}$$

Число разгрузочных участков, находящихся в одновременной работе:

$$N_{\text{yp}} = \frac{l_p}{60 \div 80} = \frac{60}{60} = 1 \text{уч} \quad (4.87)$$

Число участков, находящихся в планировке:

$$N_{\text{yn}} = 1 \text{уч}$$

Число резервных участков:

$$N_{\text{ypез}} = N_{\text{yp}} * (0,5 \div 1) = 0,5 \text{уч} \quad (4.88)$$

Общее число участков:

$$N_y = N_{yp} + N_{ypез} = 1 + 0,5 = 2уч \quad (4.89)$$

Общая длина отвального фронта:

$$L_o = 3 * L_p, м \quad (4.90)$$

$$L_o = 3 * 60 = 180 м$$

4.11.2.1 Расчет производительности бульдозера

Продолжительность одного цикла работы бульдозера:

$$T_{ц} = \frac{L_1}{v_1} + \frac{L_2}{v_2} + \frac{L_1+L_2}{v_3} + t_{п} + 2 * t_p, сек \quad (4.91)$$

где: L_1 – длина пути резания грунта, 6 м;

L_2 – расстояние транспортирования грунта, 8 м;

v_1 – скорость перемещения бульдозера при резании, 1 м/с;

v_2 – скорость движения бульдозера с грунтом, 1,1 м/с;

v_3 – скорость холостого хода бульдозера, 1,7 м/с;

$t_{п}$ – время переключения скоростей, 5 с;

t_p – время поворота бульдозера, 10 с.

$$T_{ц} = \frac{6}{1} + \frac{8}{1,1} + \frac{6+8}{1,7} + 5 + 2 * 10 = 46 сек$$

Фактический объем призмы волочения определяется по формуле:

$$V_B = 0,5 * K_{п} * L * H^2, м^3 \quad (4.92)$$

где: $K_{п}$ – коэффициент призмы волочения, рассчитывается по формуле:

$$K_{п} = \frac{H}{L} \quad (4.93)$$

$$K_{п} = \frac{1240}{3140} = 0,39$$

где: L – длина отвала бульдозера, 3140 мм;

H – высота отвала бульдозера, 1240 мм.

$$V_B = 0,5 * 0,39 * 3,14 * 1,24^2 = 0,94 м^3$$

Определяется сменная производительность бульдозера по формуле:

$$P_{\text{см}} = \frac{3600 \cdot V_{\text{в}} \cdot K_y \cdot K_{\text{п}} \cdot K_{\text{в}} \cdot T_{\text{см}}}{T_{\text{ц}} \cdot K_{\text{р}}}, \text{ м}^3/\text{см} \quad (4.94)$$

где: $T_{\text{см}}$ – продолжительность рабочей смены, ч;
 $V_{\text{в}}$ – фактический объем призмы волочения, м^3 ;
 K_y – коэффициент, учитывающий уклон на участке работы бульдозера, $K_y=0,95$;
 $K_{\text{п}}$ – коэффициент, учитывающий потери, $K_{\text{п}}=0,9$;
 $K_{\text{в}}$ – коэффициент использования бульдозера во времени, $K_{\text{в}}=0,8$;
 $K_{\text{р}}$ – коэффициент разрыхления грунта, $K_{\text{р}}=1,4$;
 $T_{\text{ц}}$ – продолжительность одного цикла, сек.

$$P_{\text{см}} = \frac{3600 \cdot 0,94 \cdot 0,95 \cdot 0,9 \cdot 0,8 \cdot 11}{46 \cdot 1,4} = 395 \text{ м}^3/\text{см}$$

Суточная $P_{\text{сут}}$ и годовая $P_{\text{год}}$ производительность бульдозера рассчитывается по формулам:

$$P_{\text{сут}} = P_{\text{см}} \cdot N_{\text{см}} \text{ м}^3/\text{сут} \quad (4.95)$$

$$P_{\text{год}} = P_{\text{сут}} \cdot N_{\text{г}} \text{ м}^3/\text{год} \quad (4.96)$$

$$P_{\text{сут}} = 395 \cdot 2 = 790 \text{ м}^3/\text{сут}$$

$$P_{\text{год}} = 790 \cdot 360 = 284400 \text{ м}^3/\text{год}$$

Число бульдозеров требуемых для основных работ:

$$N_{\text{бульд}} = \frac{Q_{\text{пор}}}{P_{\text{год}}}, \text{ шт.} \quad (4.97)$$

где: $Q_{\text{пор}}$ – годовая производительность рудника по породе.

$$N_{\text{бульд}} = \frac{174000}{284400} = 0,6 \text{ шт.}$$

Определим инвентарный парк по формуле:

$$N_{\text{инв}} = N_{\text{бульд}} \cdot K_{\text{р}}, \text{ шт.} \quad (4.98)$$

где: $K_{\text{р}}$ – инвентарный коэффициент, учитывающий нахождение бульдозера в резерве и ремонте, $K_{\text{р}} = 1,2$.

$$N_{\text{инв}} = 0,6 \cdot 1,2 = 0,7 \text{ шт.}$$

Таким образом, настоящим проектом принимается бульдозерный способ отвалообразования с 1-ой единицей бульдозера Т-170М.

5 СНАБЖЕНИЕ РУДНИКА СЖАТЫМ ВОЗДУХОМ

5.1 Система снабжения сжатым воздухом, применяемое оборудование

При проектировании воздушно-силового хозяйства учтены требования технического задания, «Норм технологического проектирования компрессорных станций и воздухопроводных сетей» [39].

Поскольку основное горно-транспортное оборудование не использует в своей работе сжатый воздух, проектом предусмотрено использование передвижных компрессорных установок, устанавливаемых в подземных выработках.

Потребителями воздуха подземного рудника являются:

- комплекс проходки восстающих КПВ-4 – $12,0 \text{ м}^3/\text{мин}$;
- перфораторы ПП-63 – $3,5 \text{ м}^3/\text{мин}$;
- противопожарные двери – $0,5 \text{ м}^3/\text{мин}$.

Требуемая производительность компрессорной установки ($13,8 \text{ м}^3/\text{мин}$) определена исходя из максимальной потребности самого большого потребителя, которым является КПВ-4А, с учетом потерь в трубопроводах (до 15 %).

По номенклатуре, выпускаемого оборудования приняты следующие типоразмеры передвижных компрессоров производства Atlas Copco:

GA-90C – $15,4 \text{ м}^3/\text{мин}$;

GA-30C – $5,4 \text{ м}^3/\text{мин}$.

Компрессоры GA-90C применяются для снабжения воздухом КПВ-4 (по одному на каждый работающий), камер-убежищ.

Компрессоры, расположенные на поверхности, в обычное время используются для снабжения воздухом поверхностных потребителей (при необходимости) и приводов противопожарных дверей.

Передвижные компрессоры GA-30C применяются для снабжения воздухом вспомогательного оборудования небольшой мощности (пневмонасосов для откачки воды из забоя, при зарядании шпуров и др.) и устанавливаются в одной из свободных выработок рабочего этажа с соблюдением безопасных зазоров и ПТЭ электрооборудования. Также могут устанавливаться, при необходимости, в породных складах совместно с компрессорами GA-90C с целью экономии электроэнергии.

Проектом принято количество компрессоров GA-90C – 4 штуки, и GA-30C – 2 штуки. Проектом допускается применение аналогичного

оборудования других производителей, допустимого к применению на рудниках Республики Казахстан (Vega 30-10; Vega 90-8, Германия).

Монтаж оборудования и запуск его в эксплуатацию должен производиться в соответствии с инструкцией завода-изготовителя, поставляемой вместе с агрегатами.

Обслуживание компрессоров по смене осуществляет участковый электромеханик.

5.2 Сеть сжатого воздуха

Поскольку для воздухоснабжения применяются передвижные компрессоры (максимально приближенные к потребителям) отпадает необходимость в прокладке стационарных воздушных сетей.

Распределение воздуха к потребителям осуществляется по временным схемам с использованием гибких резиновых рукавов Г(IV)-6,3-80-94-У и Г(IV)-6,3-100-112 по ГОСТ 18698-73 (диаметром 89 мм).

Расчетные параметры сети сжатого воздуха следующие:

- давление начальное – 0,86 МПа;
- давление конечное – 0,76 МПа;
- расход воздуха – 15,5 м³/мин;
- диаметр трубы и толщина стенки – 89×3,5 мм.

Сеть трубопроводов при запуске ее в эксплуатацию должна быть испытана согласно действующим правилам.

Трубопровод относится к группе «В» категории V, согласно таблице 1 (СН527-80). Испытательное давление (пневматическое) на прочность данного трубопровода принимается $1,25P_p = 1 \text{ МПа}$ (10 кгс/см²).

Монтаж и испытание трубопровода сжатого воздуха производить в соответствии с требованиями «Правил устройства и безопасной эксплуатации стационарных компрессорных установок, воздухопроводов и газопроводов» [16] и главы СНиП 3.05.05-84 «Технологическое оборудование и технологические трубопроводы» [17].

Трубопровод в горных выработках подвешивается на металлических крючьях. Трубопроводы имеют распределители с воздушными кранами d 50 мм, к которым присоединяются гибкие воздушные шланги (30-40 м) для соединения с оборудованием.

6 ВОДОСНАБЖЕНИЕ

Водоснабжение предназначено для обеспечения водой производственных и противопожарных нужд подземного рудника.

6.1 Источник водоснабжения

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 с наклонным съездом в районе горизонтов 150 и 40 м.

6.2 Расход воды

Таблица 6.1 - Расход воды на производственные и противопожарные нужды

Наименование системы	Потребный напор, м	Расчетный расход воды			
		Производственный			Противопожарный, <i>м³ / час</i>
		м³/сут	м³/час	л/сек	
Производственно-противопожарная	50-100	150	9	2.5	30

Расход воды на производственные нужды (питание шахтного оборудования и обеспыливающих средств) взят согласно данным ЦНИИП и МакНИИ, приведенным в «Руководстве по составлению проектов противопожарной защиты рудников (шахт) (таблица 8)» [12].

Расход воды на внутреннее пожаротушение принят из расчета действия одной струи производительностью $Q_1 = 30 \text{ м}^3/\text{час}$ [12;18].

Количество одновременных пожаров – 1.

Продолжительность тушения пожара $t = 3$ часа.

Объем воды, необходимый для пожаротушения, составит:

$$V_{\text{в}} = 30 \cdot 3 = 90 \text{ м}^3$$

(6.1)

Расход воды, который необходимо подать в подземные выработки – 36 м³/час, суммируется из расхода воды на устройство водяных завес, тушения пожара одним пожарным стволом и половины расхода воды на технологические нужды [18].

6.3 Система и схема водоснабжения

Система водоснабжения принята объединенная производственно-противопожарная, по степени обеспеченности подачи воды относится к третьей категории надежности.

Система включает:

- разводящую сеть водопровода;
- подводки к оборудованию;
- запорную и регулирующую арматуру.

Схемой водоснабжения предусматривается самотечная транспортировка технической воды по трубопроводам из резервуаров. Резервуары и трубопроводы подогреваются в зимнее время. Схема водоснабжения является объединенной в одну систему.

Схема выполняется зонированной. Зонирование вызвано большой разностью геодезических отметок между верхней и нижней частями системы. Зонирование осуществляется по параллельной схеме. Количество зон определено из допустимого давления у потребителей, которое должно быть не менее 50 и не более 100 м. вод. ст. Для выполнения этого условия устраиваются разгрузочные узлы на горизонтах 210, 150, 100, 40 м, укомплектованные разгрузочными бачками разрыва струи объемом 2 м³.

6.4 Разводящая сеть водопровода

Разводящая сеть водопровода в подземных выработках состоит из магистральных и участковых линий, диаметр магистральных линий – 108 мм, участковых – 89 мм и 57 мм. Трубопроводы прокладываются открыто по стенам выработок:

- магистральные в наклонном съезде и ходовом восстающем;
- участковые на горизонтах.

Участковые трубопроводы, прокладываемые на верхних горизонтах, после отработки демонтируются и переносятся на нижележащие горизонты.

На трубопроводы наносится окраска красного цвета согласно требованиям ППБ РК.

Для устройства водопроводной сети используются стальные трубы по ГОСТ 8732-78.

6.5 Запорная и регулирующая арматура

Запорная арматура устанавливается на всех ответвлениях водопроводных линий и позволяет:

- отключать отдельные участки;
- подавать воду на требуемый участок для ликвидации пожара.

Регулирующая арматура устанавливается: на участках трубопроводов и перед пожарными кранами, где давление превышает 60 м. вод. ст.

6.6 Диаметры трубопроводов

Диаметры магистральных трубопроводов, прокладываемых в подземных выработках, определяются исходя из их пропускной способности по формуле и уточняются согласно требованиям [3]:

$$D = \sqrt[4]{\frac{Q}{0,785 V}} \quad (6.2)$$

где Q – расчетный расход воды, м³/сек;
 V – скорость воды в трубопроводах, м/с.

$$D = \sqrt[4]{\frac{Q}{0,785 V}}$$

Принимаются стандартные трубопроводы с наружными диаметрами:

- магистральные трубопроводы – 108 мм;
- участковые трубопроводы – 89, 57 мм.

Толщина стенки труб в зависимости от коррозионного износа, допустимого рабочего давления и материала труб:

$$\delta = \frac{1}{100} \sqrt{\frac{P D}{R_1}} + S_k \quad (6.3)$$

где δ – толщина стенки, мм;
 R_1 – прочностные свойства труб (для Ст 20 $R_1 = 2,27$);
 D – наружный диаметр трубопровода, м (108 мм);
 P – давление в трубопроводе, МПа (1.0 МПа);
 R_c – допуск толщины стенки, (15 %);
 S_k – коррозионный износ, мм.

Коррозионный износ трубопровода определяется из выражения

$$S_k = (L_1 + L_2) \cdot T_m \quad (6.4)$$

где L_1 – скорость коррозии наружной поверхности трубопровода (в выработках – 0,25 мм/год);

L_2 – скорость коррозии внутренней поверхности трубопровода (0,1 мм/год).

T – срок службы трубопровода (8 лет).

Расчет коррозионного износа трубопроводов приведен в таблице 6.2.

Таблица 6.2 - Расчет коррозионного износа трубопроводов

Прокладка трубопровода	$S_k = (L_1 + L_2) \cdot T_{\text{мм}}$	L_1 , мм/год	L_2 , мм/год	T , лет
в выработках	2,8	0,25	0,1	8

Толщина стенок труб проложенных: в подземных выработках:

- магистральных:

1-108×4;
1-89×3,5

- участковых:

1-108×3,5;
1-89×3

1-108×3;
1-89×2,5

По принятому расчетному диаметру и учитывая величину коррозионного износа трубопровода, приняты трубы □ 108×4; 89×3,5; 57×3,5 мм, бесшовные, горячедеформированные по ГОСТ 8732-78.

6.7 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 sprysком 19 мм, рукавом диаметром 66 мм длиной 20 м, снабженный с обоих концов соединительными головками.

Ящик, установленный в устье выработки, доукомплектовывается дополнительным рукавом длиной 20 м.

6.8 Пылеподавление

Пылеподавление предусматривается для снижения запыленности рудничной атмосферы.

Улавливание тонкодисперсных частиц пыли предусмотрено смачиванием, для чего устраивается водяная завеса и устанавливаются оросители.

Водяные завесы устраиваются на каждом горизонте перед выходом в наклонный съезд для осаждения пыли из воздушных потоков и орошения породы и руды в кузове автомобиля.

В проекте приняты оросители с тангенциальным подводом воды типа МакНИИ, включение оросителей предусмотрено при помощи пускателей.

7 ВОДООТЛИВ

7.1 Общие данные

Водоотлив – комплекс мероприятий, обеспечивающий нормальные санитарные условия и безопасность ведения работ.

Задачей водоотлива является удаление воды из горных выработок на дневную поверхность.

7.2 Приток воды

За время эксплуатации месторождения дебит воды колебался от 150 до 180 кубометров в сутки, средний дебит составлял 160 кубометров в сутки. По качеству подземные воды соленые, с общей минерализацией 2022 мг/л. Содержание в воде основных компонентов находится в пределах: хлора 455-795,6 мг/л; сульфатов 831,2 мг/л; кальция 416,8 мг/л; магния 149,5 мг/л; жесткость общая 35,1 мг/экв/л; железо общее 1,7 мг/л. Содержание микроэлементов по результатам спектрального анализа вод (данные института геологических наук) в х /л: МО- 5,1; Рв-1,37; Zп – 680; Си – 6,8; Ag -0,34; As – 6,83; Ti -6,83. Отличительной особенностью подземных вод месторождения является низкое значение РН. Питание подземных вод на месторождений происходит, в основном за счет инфильтрации атмосферных осадков.

7.3 Система и схема водоотлива

7.3.1 Общие данные

Системой водоотлива предусматривается устройство:

- самотечных водоотливных канавок во вскрывающих наклонных выработках и на промежуточных горизонтах;
- водосборников, временных участковых водоотливных установок на промежуточных горизонтах 150 м и 40м и главной водоотливной установки на горизонте 40м.

Схема временного участкового водоотлива с промежуточных горизонтов предусматривает сбор и подачу воды в водоотливные канавки наклонного съезда.

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

Водоотливная установка с горизонта 40 м подает воду на поверхность.

7.3.2 Самотечные водоотливные канавки

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.

Количество воды, которое может пропустить водоотливная канавка наклонного транспортного съезда, определяется по формуле:

$$Q = FV, \text{ м}^3/\text{ч} \quad (7.1)$$

где Q – расход воды, протекающей по канавке, $\text{м}^3/\text{ч}$;

F – живое сечение канавки, м^2 ;

V – средняя скорость потока, $\text{м}/\text{сек}$ (средняя скорость потока берется из условия не осаждения мути и песка в канавке).

$$V = C\sqrt{Ri}, \text{ м}/\text{сек} \quad (7.2)$$

где i – уклон канавки, выраженный отношением разности высот двух точек ее дна к расстоянию между точками;

R – гидравлический радиус, м ;

$$R = \frac{F}{P} \quad (7.3)$$

где P – смачиваемый периметр, м ;

C – коэффициент:

$$C = \frac{87}{1 + \frac{\gamma}{\sqrt{R}}} \quad (7.4)$$

γ – коэффициент, зависящий от свойств стенок канавки (коэффициент взят по данным академика Н. Н. Павловского, для бетонных канавок $\gamma = 0,16$).

Геометрическая форма поперечного сечения водоотливных канавок изображена на рис.7.1.

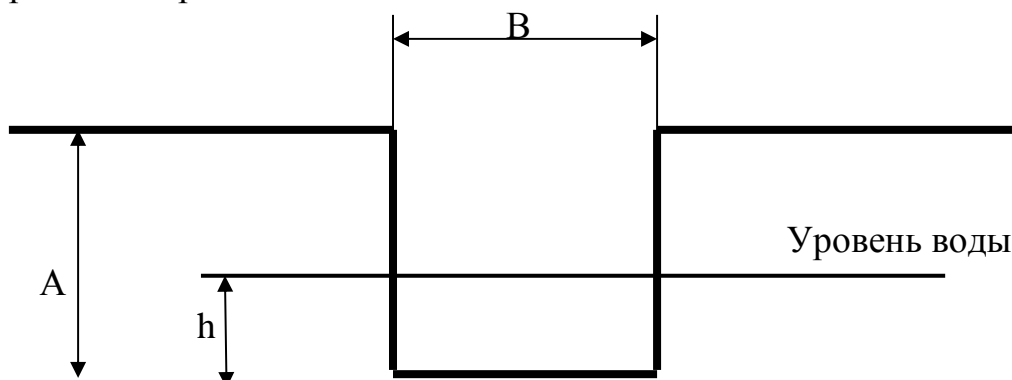


Рис. 7.1 - Геометрическая форма поперечного сечения водоотливных канавок

- A – глубина канавки, м;
 B – ширина канавы по дну, м;
 h – глубина наполнения канавы, м;
 a – глубина запаса или надводная часть канавки.

7.3.3 Водосборники и водоотливные установки

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) [17]. Очистка предусматривается за счет взмучивания шлама при помощи поливочного крана, рукава и пожарного ствола, установленных на входе в водосборники, и при помощи самоходной техники.

7.3.4 Временные участковые водоотливные установки

Временные участковые водоотливные установки на промежуточных горизонтах предназначены для подъема и перекачивания воды в водоотливные канавки наклонного съезда.

Подъем и перекачивание воды осуществляется за счет установки переносных погружных моноблочных насосов типа ГНОМ (или «FLUGT»), устанавливаемых на каждом рабочем горизонте в количестве двух штук.

Транспортировка воды предусмотрена по двум резиновым напорным рукавам по ГОСТ18698-78.

Производительность насосных агрегатов рассчитывается на откачку нормального суточного притока воды насосными агрегатами не более чем за двадцать часов и принимается по максимально возможному притоку воды в промежуточные горизонты.

Расчет производительности насосных агрегатов приведен в таблице 7.1.

Таблица 7.1- Расчет производительности насосных агрегатов

Формула подсчета: $Q = \frac{Q_{\text{час}} \cdot 24}{20}, \text{ м}^3 / \text{час}$			
Производительность насосных агрегатов $Q, \text{ м}^3/\text{час}$	Нормальный часовой приток воды $Q_{\text{час}}, \text{ м}^3/\text{час}$	Продолжительность притока воды 24 часа	Продолжительность работы насосов, 20 час
10,1	8.4	24	20

Технические характеристики насосов, принимаемых к установке на рабочих горизонтах, приведены в таблице 7.2.

Таблица 7.2- Техническая характеристика насоса ГНОМ-25-20Ех

Фирма - производитель	Характеристика насоса					
	Модель	Подача, $\text{м}^3/\text{час}$	Напор, м	Мощность электро-двигателя, кВт	Частота вращения, $\text{об}/\text{мин}$	Масса, кг
Московский механический завод	ГНОМ-25-20Ех	25	20	3	2900	54

Расчет оптимальных диаметров напорных прорезиненных рукавов приведен в таблице 7.3.

Таблица 7.3 - Расчет оптимальных диаметров напорных прорезиненных рукавов

Формула расчета диаметров трубопроводов $d = \sqrt{\frac{Q}{900 \pi v}}$				
Трубопроводы	Диаметр трубопровода	Производительность насосного агрегата	Число π	Скорость движения воды в трубопроводе
	$D, \text{ м}$	$Q_n, \text{ м}^3/\text{час}$	π	$V, \text{ м}/\text{сек}$
Напорный	0.077	25	3.14	1.5

В Проекте принимаются рукава класса В (II)-6.3-75-89-У по ГОСТ18698-79,

где В - вода техническая;
 6.3 – рабочее давление, кгс/см²;
 75 - внутренний диаметр трубопровода, мм;
 89 - наружный диаметр трубопровода, мм;
 У – работоспособный в районах с умеренным климатом.

7.3.5 Главные водоотливные установки

Главная водоотливная установка предназначена для подъема воды с горизонта 40 м на горизонт 150 м по ВЛВ №2, затем с горизонта 150 м по ВЛВ №1, на дневную поверхность.

Подъем воды запроектирован при помощи насосной станции нормального типа.

Насосная станция оборудуется:

- на горизонтах 40 м и 150 м тремя насосными агрегатами (один рабочий, два резервных);
- трубопроводами, запорной предохранительной арматурой, приборами контроля и управления;
- грузоподъемным оборудованием.

7.3.6 Насосные агрегаты

Производительность насосных агрегатов рассчитывается на откачку нормального суточного притока воды, насосными агрегатами не более чем за двадцать часов [17].

Расчет производительности насосных агрегатов приведен в таблице 7.4.

Таблица 7.4 - Производительность насосных агрегатов

Горизонт, м	Формула подсчета $Q = \frac{Q_{\text{час}} \cdot 24}{20}, \text{ м}^3 / \text{час}$			
	Производительность насосных агрегатов $Q \text{ м}^3/\text{час}$	Нормальный часовой приток воды $Q_{\text{час}} \text{ м}^3/\text{час}$	Продолжительность притока воды, час	Продолжительность работы насосов, час
40	10,1	8,4	24	20

Требуемый напор насосов:

$$H = 1.15 H_z, \quad (7.5)$$

где H_z – геометрический напор, м;

H_z – геометрический напор складывается: из разности геодезических отметок горизонтов, геометрической высоты всасывания и превышения труб над устьем ствола.

Тогда требуемый напор насосов:

- на горизонте 40 м $H = 1.15 (273-150) = 140 \text{ м.}$

Технические характеристики насосов принимаемых к установке на горизонте 40м и 150м приведены в таблице 7.5.

Таблица 7.5 - Технические характеристики насоса ЦНС-13-280

Горизонт, м	Фирма- производитель	Характеристика насоса					
		Модель	Подача, м ³ /час	Напор, м	Мощность электродвигателя кВт	Частота вращения, об/мин	Цена, тыс. руб.
40	АООТ «Ясногорский машзавод»	ЦНС 13-140	13	140	10,3	2950	150
150							150

7.3.7 Сеть трубопроводов: всасывающий, сборный и нагнетательный

Всасывающий трубопровод предназначен для забора воды из водоприемного колодца.

Каждый насосный агрегат имеет отдельный всасывающий трубопровод с приемным клапаном и сеткой. Клапан применяется для удержания столба воды во всасывающем трубопроводе насоса. Сетка предохраняет насос от попадания инородных тел.

Сборный трубопровод собирает откачиваемую насосами воду и распределяет ее по нагнетательным трубопроводам. Для выполнения этого условия предусмотрен кольцевой трубопровод, состоящий из распределительных задвижек, позволяющих переключать насосные агрегаты на любой из трубопроводов.

Нагнетательный трубопровод принимает откачиваемую воду и транспортирует ее на поверхность по двум трубопроводам (рабочему и резервному).

При притоках, превышающих производительность рабочих насосов, автоматически включаются резервные насосы и оба нагнетательных трубопровода (по одному на рабочие и резервные насосы).

Внутренний диаметр трубопроводов определяется по скорости движения воды в трубопроводах. Оптимальная скорость движения воды для всасывающего трубопровода составляет 1-1.5 м/сек, для нагнетательного - 2-2.2 м/сек.

Расчет оптимальных диаметров трубопроводов приведен в таблице 7.6.

Стандартные стальные трубы по ГОСТ 8732-79, принимаемые к обвязке насосного оборудования, приведены в таблице 7.7.

Таблица 7.6 - Расчет оптимальных диаметров трубопроводов

Горизонт, м	Формула расчета диаметров трубопроводов $d = \sqrt[3]{\frac{Q_n}{900\pi v}}$				
	Трубопроводы	Диаметр трубопровода	Производительность насосного агрегата	Число π	Скорость движения воды в трубопроводе
		$d, м$	$Q_n, м^3/час$	π	$v, м/сек$
40	Всасывающий	0,055	13	3,14	1,5
	Сборный, нагнетательный	0.045	13	3,14	2,2

Таблица 7.7 - Стандартные стальные трубы по ГОСТ 8732-79

Горизонт, м	Трубопроводы	Диаметр трубопровода
		$d, мм$
40	Всасывающий	68×6
	Сборный, нагнетательный	57×6

Толщина стенки трубопроводов в зависимости от допустимого рабочего давления и материала труб определяется по формуле:

$$\delta = \frac{100(P \cdot D \cdot T + L_1 \cdot D + L_2 \cdot D)}{100 - k_c}, \quad (7.6)$$

где k_1 - коэффициент прочности материала труб (для Ст. 20 $k_1 = 2.27$);

D - диаметр трубопровода, м;

P - давление в нижней части колонны трубы, МПа;

L_1 - скорость коррозионного износа наружной поверхности трубы, мм/год;

L_2 - скорость коррозионного износа внутренней поверхности трубы, мм/год;

T - срок службы трубопровода, лет;

k_c - коэффициент, учитывающий минусовой допуск толщины стенки трубы, %.

Всасывающий трубопровод:

- горизонт 40 м

$$\delta = \frac{100(2,27 \cdot 0,055 \cdot 0,05 + (0,25 + 0,1)15)}{100 - 15} = 6,2 мм.;$$

Сборный, нагнетательный трубопровод:

- горизонт 40 м

$$\delta = \frac{100(2,27 \cdot 0,045 \cdot 2,5 + (0,25 + 0,1) \cdot 15)}{100 - 15} = 6,5 \text{ мм.};$$

Принимается ближайшая толщина стандартных труб по ГОСТ 8732-78.

Диаметры трубопроводов транспортирующих воду от горизонта к горизонту приведены в таблице 7.8.

Таблица 7.8 - Диаметры трубопроводов

Транспортировка воды	Трубопроводы	Диаметр трубопровода
		<i>d</i> , мм
От горизонта 40 до поверхности	Нагнетательный	57 × 6

7.3.8 Запорная, предохранительная арматура

Запорная арматура, устанавливаемая в пределах водоотливной установки, позволяет оперативно выполнять переключения по трубопроводу:

- для подключения насоса к определенному нагнетательному трубопроводу;
- для ремонта насосного агрегата без остановки рабочего;
- для опорожнения нагнетательных трубопроводов.

Предохранительная арматура – обратный клапан, устанавливается на каждом нагнетательном трубопроводе и предохраняет насосный агрегат от гидравлических ударов, при его эксплуатационной или аварийной остановке.

7.3.9 Приборы контроля и управления

Приборы контроля и управления осуществляют автоматическую работу насосов:

- пуск и остановку насосов в зависимости от уровня воды в водосборнике;
- пуск резервного агрегата в случае неисправности рабочего или увеличения притока воды в водоприемник;
- поочередное включение в работу насосов в период нормальной эксплуатации;
- переход с автоматического управления на ручное.

7.3.10 Грузоподъемное оборудование

Грузоподъемное оборудование запроектировано для подъема и перемещения груза в водоотливных установках.

В качестве грузоподъемного оборудования предусмотрены электрические тельферы ГОСТ 3472-87:

- для горизонта 40 м - тип ТВ-505 (грузоподъемностью 5 т).

8 ДИСПЕТЧЕРИЗАЦИЯ, АВТОМАТИЗАЦИЯ, СИГНАЛИЗАЦИЯ И СВЯЗЬ

8.1 Основные функции диспетчерской службы рудника

1. Оперативный контроль за работой всех энерготехнологических объектов рудника, систем водоснабжения, вентиляции, воздухоснабжения и других сооружений.
2. Предотвращение аварийных ситуаций на руднике, принятие оперативных мер по локализации их последствий.
3. Оперативный контроль выполнения плановых заданий по руде и проходке.
4. Координация технологических взаимосвязей между производственными подразделениями рудника.
5. Учет и контроль сменно-суточного расхода энергоресурсов. Контроль за соблюдением режимов потребления электроэнергии.
6. Оперативная связь с должностными лицами рудника с целью своевременного решения всех производственных задач. Контроль за своевременным проведением погрузочно-разгрузочных операций на складах и т.д.
7. Выполнение оперативных переключений в электросетях 6 кВ по распоряжению ответственных лиц службы главного энергетика.
8. Ведение диспетчерской документации

8.2 Системы автоматизации

Проектом предусмотрена комплексная автоматизация компрессорных установок, вентиляторов главного проветривания, электрокалориферов, насосов главного водоотлива, насосов подачи воды в подземный рудник.

Автоматизация данных установок выполняется в объеме типовых проектных решений и индивидуальных разработок проектов.

8.3 Связь

Все основные объекты предприятия, включая рудник, промплощадку наклонной выработки и административные здания будут оборудованы средствами связи.

На руднике будет использоваться два типа связи: проводная и радиосвязь.

Радиосвязь будет выполнена по схеме с антеннами в виде линии передачи с излучающими элементами. Диспетчер рудника будет иметь возможность поддерживать связь с любым участком рудника. В горном офисе будут установлены персональные компьютеры, подключенные к

локальной сети Ethernt/IP с помощью сетевых концентраторов скоростью 100 бит в сек.

Помимо радиосвязи предусматривается обеспечение рудника системой обычной телефонной связи. Навесные телефоны, имеющие защиту от атмосферных воздействий, будут размещаться на входах в порталы, в камерах-убежищах.

Рудник будет оснащен системой аварийного оповещения, которая будет являться частью общей системы, охватывающей все технологические участки. В основном главном офисе рудника «Майкаин С» будет установлен коммутатор телефонной системы, который будет иметь шесть входных каналов для 25 местных линий.

8.4 Виды сигнализации

В целях оповещения работающих об аварии все действующие горизонты оборудуются следующими видами сигнализации:

- звуковой;
- автоматической.

Звуковая сигнализация подается с помощью приспособления «Ревун», который устанавливается на устье наклонного транспортного съезда, в отдаленных горизонтальных выработках, в насосной, на вагончике горноспасателей.

Автоматическая сигнализация устанавливается в устье вентиляционного восстающего ВВ1 и на входах в наклонный съезд.

9 ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ

9.1 Общие сведения

Данный раздел рассматривает энергоснабжение при отработке месторождения Майкаин С подземным способом.

Исходными данными для проектирования настоящего раздела служат:

- техническое задание на разработку Проекта;
- данные горной части Проекта;
- генеральный план предприятия;
- нормативные документы, действующие в Республике Казахстан.

Высота над уровнем моря объектов рудника 265-273 м.

Расчетные климатические условия приняты на основании раздела 1 настоящего Проекта.

Разделы электроснабжение, электрооборудование, электроосвещение разрабатывались с учетом требований:

Норм технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки, [11];

Правилами промышленной безопасности при ведении работ подземным способом Утвержденных приказом Министра по чрезвычайным ситуациям Республики Казахстан № 132 от «25» июля 2008 года» (ППБ ПС РК) [3];

СНиП-II-A.5-70. Противопожарные нормы проектирования зданий и сооружений [10]

Правил устройства электроустановок (ПУЭ), VI, VII издания, [24];

Инструкции по проектированию электроснабжения промышленных предприятий, СН 174-75, М. 1976, [25];

Инструкции по проектированию силового и осветительного оборудования промышленных предприятий, СН 357-77, М. 1976 [26];

Указаний по расчету электрических нагрузок, Тяжпромэлектропроект, М., 1990,

9.2 Характеристика электрических нагрузок рудника

Приемниками электрической энергии проектируемого подземного рудника месторождения «Майкаин С» являются:

Подземный рудник: двигатели переменного тока 6 кВ вентиляторов главного проветривания и насосов главного водоотлива; двигатели 0,4 кВ компрессоров и насосов водоотлива; двигатели 0,4 кВ буровых станков для геологоразведочных работ, 0,4 кВ вентиляторов местного проветривания; электрокалориферы; 127 В -освещение подземных выработок.

Работа предприятия – круглосуточная в три смены.

Все основные объекты: подземный рудник работает в 3 смены по 7 часов (305 дней в году), объекты поверхностного комплекса - 2 смены по 8 часов; объекты вспомогательного назначения – в одну смену.

По условиям надежности и бесперебойности электроснабжения большинство технологических потребителей подземного рудника относятся ко 2 категории. Потребители 1-й категории подземного рудника: вентиляторы главного проветривания, насосы главного водоотлива.

Потребители вспомогательного назначения относятся к 3 категории.

9.3 Источники электроснабжения

Основным источником электроснабжения подземного рудника является подстанция 110/6 кВ.

Резервный источник электроснабжения – дизель-генератор мощностью 1000 кВт, обеспечивающий послеаварийный режим электроснабжения подземного рудника в случае выхода из строя основного источника электроснабжения.

Послеаварийным режимом обеспечивается работа одного вентилятора главного проветривания – 800 кВт, на время вывода людей на поверхность со всех рабочих мест. Остаются в работе два насоса главного водоотлива – 30 кВт - на гор.40 м и трансформаторная подстанция мощностью 160 кВт, питающая насосы водоотлива 0,4 кВ – 2×30 кВт, компрессор для снабжения воздухом, камеры-убежища.

При работе дизель-генератора автоматически отключаются остальные потребители, в работе остаются шины 6 кВ бесперебойного питания РП-6 кВ, РПП-6 кВ.

9.4 Выбор напряжения подстанций

Для распределительных высоковольтных сетей подземного рудника выбрано напряжение 6 кВ.

Целесообразность выбора этого напряжения обусловлена следующим:

- максимальное допустимое напряжение для сетей подземного рудника – 6кВ.
- электродвигатели вентиляторов главного проветривания и насосов главного водоотлива работают на напряжении 6 кВ.
- для силовых и распределительных цепей до 1000В приняты трехфазные системы напряжения:
 - 380В с изолированной нейтралью в подземных выработках и на поверхности рудника.
 - на токоприемниках электроосвещения приняты напряжения:
 - 380 / 220 В - на поверхности.
 - 127 В - в подземных выработках и на складе ВМ.

9.5 Схема электроснабжения рудника

9.5.1 Общие положения

Схема электроснабжения рудника «Майкаин С» разрабатывалась исходя из условий, что источником электроснабжения рудника является ПС 110/6 кВ и расчетные нагрузки приняты для первой очереди отработки.

На площадке рудника располагается:

- распределительный пункт, укомплектованный 14 ячейками 6 кВ типа КСО 386 в сборном, металлическом, утепленном здании. Ячейки приняты с выключателями нагрузки 6 кВ;
- дизель-генераторная установка контейнерного типа мощностью 1000 кВт, которая присоединяется по кабельной линии КЛ-6 (40 м) шинам РП-6кВ;
- двухтрансформаторная подстанция мощностью 2×250 кВА, напряжением 6/0,4 кВ, соединение обмоток Y/ Δ – 11 (изолированная нейтраль).

Расчетная мощность $P_p = 3553$ кВт

Годовой расход электроэнергии $W = 28963,196$ тыс. кВт-час.

Расчетная мощность и годовой расход электроэнергии для подземного рудника даны на 5-й год отработки по календарному графику (в работе 2 горизонтов).

9.5.2 Качество электроэнергии

На объектах месторождения нет крупных потребителей с резко-переменной нагрузкой, поэтому колебаний напряжения в электрических сетях не ожидается.

Естественный коэффициент мощности на шинах РПП-6 кВ «Рудник» - 0,97.

9.6 Выбор оборудования

Основные объекты энергообеспечения рудника располагаются на высоте 265-273 м над уровнем моря.

Выбор электрооборудования, устанавливаемого на высотах, менее 500 м над уровнем моря (н.у.м.), выполнен согласно требований:

ГОСТ 1516.1-76 - Электрооборудование переменного тока на напряжении от 3 до 500 кВ [15].

ГОСТ 183-77 – Машины электрические вращающиеся [40].

ГОСТ 15150-69 – Машины, приборы и другие технические изделия [41].

Для обеспечения надежности и работоспособности силового электрооборудования приняты следующие решения:

- трансформаторные подстанции и распределительные устройства 6 кВ для электроснабжения рудника поставляются в нормальном исполнении;
- блоки управления электродвигателями, магнитные пускатели, контакторы выбираются на номинальные данные по 380 вольтовой шкале.

9.7 Электрические сети высокого напряжения

Межцеховая кабельная канализация осуществляется по технологическим и кабельным эстакадам и частично при небольшом количестве кабелей (до 6 штук) – в земле в траншеях.

В подземных выработках кабели прокладываются по выработкам по кабельным конструкциям.

9.8 Конструкция подстанций

Трансформаторные подстанции 6/0,4 кВ, устанавливаемые на поверхности, предусматриваются комплектного исполнения, наружной установки.

Шахтные трансформаторные подстанции приняты во взрывобезопасном исполнении, передвижные, устанавливаемые в камерах выработок (рис. 9.1, 9.2).

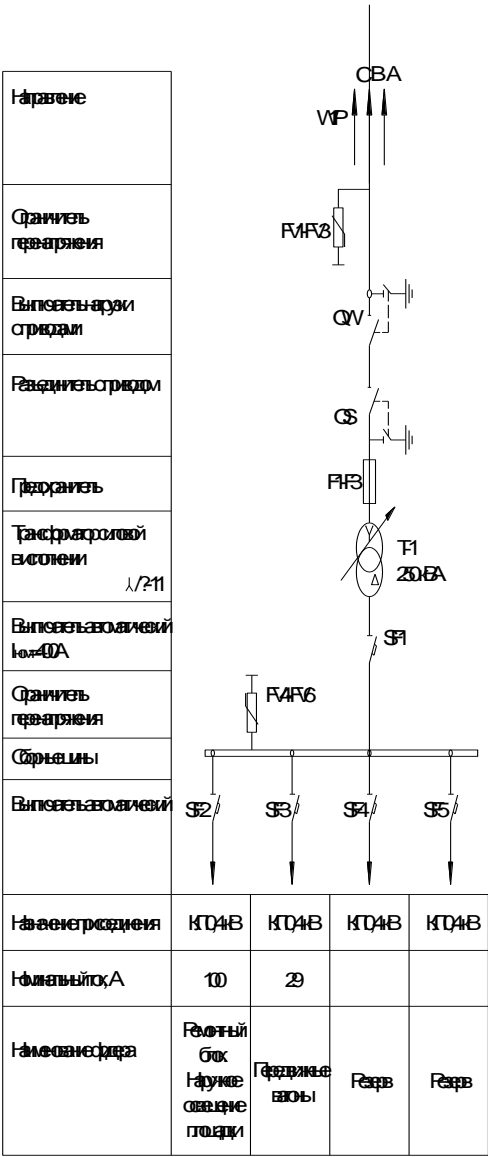


Рис. 9.1 - Схема трансформаторной подстанции Т-1

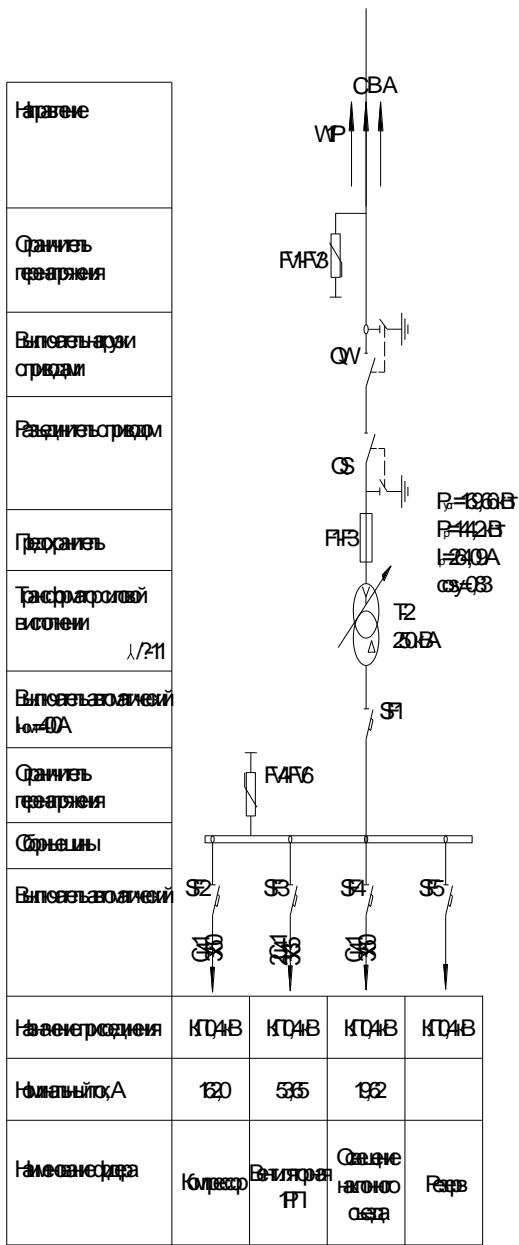


Рис. 9.2 - Схема трансформаторной подстанции Т-2

9.9 Защита от атмосферных перенапряжений

Защита от грозовых перенапряжений металлического здания распределительного пункта 6 кВ выполняется его заземлением (Правила устройства электроустановок (ПУЭ) [24], пункт 4.2.135).

Защита оборудования от волн перенапряжений, набегающих с ВЛ, предусмотрена:

- трубчатыми разрядниками, установленными на опорах ВЛ-6 кВ;
- ограничителями перенапряжений на ошиновке 6 кВ.

9.10 Мероприятия по безопасной эксплуатации электроустановок

Обслуживание электроустановок предполагается методом периодических осмотров и ремонтов.

Оперативная эксплуатация системы электроснабжения рудника будет производиться соответствующей энергетической службой рудника.

Для обеспечения безопасности обслуживающего персонала предусматривается защитное заземление корпусов электрооборудования, электроконструкций, металлических оболочек кабелей путем присоединения их к заземляющему устройству, выполненному общим для всех систем напряжения. В качестве заземляющих устройств используются искусственные заземлители.

Сопrotивление заземляющих устройств подстанций 6/0,4 кВ с изолированной нейтралью не должно превышать 4 Ом на поверхности.

Сопrotивление общего заземляющего устройства (главного заземлителя и местных заземлителей) в подземных выработках не должно превышать 2 Ом.

Для защиты людей от поражения электрическим током в сетях 380 В в подземных выработках на подстанциях предусматриваются реле утечки.

При питании подземных электроприемников напряжением 6 кВ средства защиты от утечек (замыканий) на землю работают с воздействием на отключение высоковольтных ячеек.

На трансформаторных подстанциях и распределительных пунктах предусматриваются блокировки, обеспечивающие безопасность их эксплуатации.

Для предотвращения ошибочных действий при оперативных переключениях на трансформаторных подстанциях и распределительных пунктах предусматриваются электромагнитная и механическая блокировки элементов РУ- 6 кВ.

Подстанции укомплектованы противопожарным оборудованием и оборудованием по технике безопасности.

9.11 Охрана окружающей среды

Основными мероприятиями по охране окружающей среды являются:

- применение на РП-6 кВ вакуумных выключателей;
- обваловка площадки, на которой располагается резервный дизель-генератор и сбор стоков с нее в специально устанавливаемый масло-грязе-бензоулавливатель.

9.12 Силовое электрооборудование

9.12.1 Общая часть

В настоящем разделе рассматриваются вопросы силового электрооборудования проектируемых объектов рудника как на поверхности, так и в подземных выработках.

К таким объектам относятся:

1. В подземных выработках:
 - очистные, подготовительные и горно-капитальные работы;
2. На поверхности:
 - установка главного проветривания типа реверсивного осевого одноступенчатого вентилятора серии ВО-22/14 РД (с направляющим аппаратом);
 - компрессор;
 - ремонтный пункт.

9.12.2 Выбор пусковой и защитной аппаратуры

Защита электроустановок 380 В предусматривается:

- от токов короткого замыкания — максимальными расцепителями автоматических выключателей;
- от перегрузки — тепловыми расцепителями автоматических выключателей и тепловыми реле блоков управления и пускателей;
- нулевая защита — блок-контактами пусковых аппаратов.

На отходящих линиях 6 кВ предусматривается:

- максимальная токовая отсечка;
- максимальная токовая защита;
- защита от замыканий и утечек на землю.
- защита от токов перегрузки и нулевая защита — для линий, питающих высоковольтные электродвигатели;
- автоматическое повторное включение (АПВ);
- автоматическое включение резервного питания оборудования (АВР);
- измерение тока запроектировано на каждом фидере 6 кВ.

Расчетный учет электроэнергии производится на вводе 110 кВ подстанции с применением информационно-измерительной системы учета электроэнергии.

9.12.3 Канализация электроэнергии

Питающие и распределительные сети намечаются к выполнению кабелями с алюминиевыми жилами - для стационарных установок; для передвижных и переносных установок и на поверхности – кабелями с медными гибкими жилами.

9.12.4 Заземление и молниезащита

Все электрооборудование, согласно требованиям ПУЭ и ЕПБ, подлежит заземлению.

В подземных выработках заземление осуществляется путем присоединения корпусов электрооборудования к местным заземлителям, соединенным общешахтной системой заземления.

Для защиты людей от поражения электрическим током при нарушении изоляции в сетях 380 В в подземных выработках предусматриваются реле утечки.

На поверхности заземление осуществляется путем присоединения корпусов электрооборудования к заземлителям подстанций.

Молниезащита зданий и сооружений выполняется в соответствии с РД.34.21.122-87 «Инструкция по устройству молниезащиты зданий и сооружений», [28].

9.13 Электроосвещение

9.13.1 Подземные выработки

В качестве источников света применены люминесцентные лампы в светильниках ЛСР 01 мощностью 20 Вт и лампы накаливания в светильниках НСП11 в трансформаторных камерах.

Напряжение сети освещения – 127 В линейное.

Питание осветительной сети осуществляется от трансформаторных подстанций через агрегаты АОШ-4.

Питающая и распределительная сети выполняются кабелями с медными жилами.

Осветительные установки заземляются в соответствии с требованиями ППБ РК.

9.13.2 Поверхностные потребители

Электроосвещение поверхностных потребителей осуществляется на напряжении 220 В от понижающих трансформаторов типа ТСЗИ-4, мощностью 4 кВт, напряжением 380/220 В, с соединением обмоток звезда-треугольник-11.

Прожекторное освещение площадки осуществляется прожекторами с галогенными лампами, устанавливаемыми по два на портале АТС и на столбах через 50 м по площадке. Напряжение сети прожекторного освещения 220 В от понижающих трансформаторов типа ТСЗИ-4, мощностью 4 кВт, напряжением 380/220 В, с соединением обмоток звезда-треугольник-11.

Понижающие трансформаторы для осветительных установок устанавливаются в РП-6 кВ на поверхности рудника.

Для ускорения начала работ при проходке припортальной части АТС электроснабжение наклонного съезда осуществляется от дизель-генераторной установки мощностью 250 кВА, напряжением 380 В, установленной на площадке наклонного съезда.

Для распределения электроэнергии применяются автоматы типа ВРН с подключением аппарата защиты от токов утечки.

Для подключения сварочного трансформатора, понижающих трансформаторов для питания потребителей на 220 В применяется распределительный пункт типа ПР11.

Электроосвещение промплощадки уклона осуществляется двумя прожекторами с галогенными лампами, установленными на железобетонной стойке.

Силовые кабели приняты с медными жилами. Кабели прокладываются по кабельной эстакаде, до административных зданий в кабельной траншее, между зданиями - на тросе.

Для заряда аккумуляторных батарей шахтных головных светильников предусматривается автоматическая зарядная станция типа «Заряд-К», устанавливаемая в отсеке в ламповой. Зарядная станция подключается на напряжение 220В через трансформатор ТСЗИ-4,0.

Все металлические нетоковедущие части электрооборудования, могущие оказаться под напряжением, заземляются путем присоединения к заземляющему устройству.

Для заземления оборудования, установленного в зданиях, используется заземляющая жила кабеля, которая присоединяется к общему заземляющему устройству.

10. ПРОМЫШЛЕННАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ ГОРНЫХ РАБОТ И НА НАЧАЛЬНОМ ЭТАПЕ СТРОИТЕЛЬСТВА НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК

10.1 Горные работы по строительству отвалов и площадок

Лица технического надзора должны вести постоянный контроль за состоянием отвалов; в случае обнаружения признаков сдвижения породы работы прекращаются.

Запрещается отдых работников непосредственно в забоях, в призабойном пространстве, а также вблизи действующих механизмов и на оборудовании.

Работы на породном отвале производятся в соответствии с утвержденным главным инженером предприятия паспортом, с которым все лица, связанные с работами на строительстве площадки, должны быть ознакомлены под роспись. На месте производства работ вывешиваются предупреждающие надписи об опасности нахождения людей на откосах отвалов, вблизи их основания и в местах разгрузки землеройной техники.

Размеры призмы обрушения отвала должны устанавливаться маркшейдерской службой и регулярно доводиться до сведения работающих на отвале.

В связи с круглосуточным режимом эксплуатации площадка должна быть освещена, при этом должна быть обеспечена освещенность не менее 5 Лк.

Все находящиеся на работах по строительству площадки горные и строительно-дорожные машины должны быть в исправном состоянии и снабжены действующими сигнальными устройствами, исправными тормозами, ограждениями от вращающихся и движущихся частей, противопожарными средствами, иметь предусмотренное паспортами оборудования освещение, комплект исправного инструмента и необходимую контрольно-измерительную аппаратуру.

Периодичность проверок и технического обслуживания машин и механизмов выполняется в соответствии с требованиями заводов-изготовителей, графиком планово-предупредительного ремонта оборудования и положениями, установленными на предприятии.

Запрещается работа на неисправных машинах и механизмах. Категорически запрещается использование открытого огня для разогревания масел и воды.

Присутствие посторонних лиц в кабине и на наружных площадках бульдозера при его работе запрещено.

Не разрешается оставлять без присмотра бульдозер с работающим двигателем и поднятым отвалом, а при его работе становиться на подвесную раму и отвал. Запрещена работа на бульдозере без блокировки,

исключающей запуск двигателя при включенной коробке переключения передач или при отсутствии устройства для запуска двигателя бульдозера из кабины. Также запрещена работа поперек крутых склонов при углах откосов, превышающих предусмотренные инструкцией завода-изготовителя.

Для ремонта, смазки и регулировки бульдозер устанавливается на горизонтальной площадке, двигатель выключается, а отвал опускается на землю.

В случае аварийной остановки бульдозера на наклонной плоскости, принимаются меры, исключающие самопроизвольное его движение под уклон.

Запрещается находиться под поднятым отвалом без установки его на надежные подкладки и при работающем двигателе бульдозера.

При производстве буровых работ буровой станок устанавливается на спланированной поверхности площадки. Перемещение по площадке бурового станка с поднятой мачтой разрешается только по спланированной горизонтальной площадке.

Бурение скважин производится с соблюдением параметров бурения, предусмотренных проектом буровзрывных работ.

10.2 Взрывные работы на поверхности

Общие правила

Предприятие, ведущее взрывные работы, обязано иметь разрешительную и проектную документацию на производство взрывных работ, хранение и перевозку ВМ, склад ВМ, спецтранспорт для перевозки ВМ и службы, включающие исполнителей и руководителей взрывных работ.

Предприятие руководствуется разработанными и согласованными «Положением о руководстве взрывными работами» и «Мероприятиями по совершенствованию взрывного дела».

ВМ в процессе производства работ подвергается испытаниям в целях определения пригодности их к хранению и применению согласно «Инструкции по испытанию взрывчатых материалов» ППБ ВР. [6].

Буровзрывные работы производятся в соответствии с технической документацией (типовые проекты или паспорта буровзрывных работ). С этими документами персонал, осуществляющий буровзрывные работы, должен быть ознакомлен под роспись.

Предприятие, ведущее буровзрывные работы, разрабатывает проекты или паспорта БВР, используя типовые проекты БВР с учетом конкретных горнотехнических условий.

Проекты и паспорта БВР утверждаются руководителем взрывных работ – главным инженером предприятия.

Проекты и паспорта БВР составляются на основании расчётов, опытных данных и с учетом результатов не менее трех проведённых опытных взрываний.

К производству взрывных работ допускаются взрывники, имеющие «Единую книжку взрывника», стаж работы по профессии не менее одного года, а также допущенные к выполнению указанных работ по состоянию здоровья.

Рабочим, занятым на работах с ВМ, выдаются под роспись инструкции по охране труда, предусматривающие меры безопасности и обязанности работников при обращении с ВМ.

Не допускается ближе 100 метров от места нахождения ВМ применять открытый огонь и курить, иметь при себе при обращении с ВМ огнестрельное оружие, зажигательные и курительные принадлежности. Зажигательные принадлежности разрешается иметь только взрывникам, а оружие – лицам охраны.

На всех дорогах, ведущих в опасную зону, устанавливаются аншлаги с предупредительными подписями и знаками.

Охрана опасной зоны производится специально проинструктированными под роспись сигнальщиками.

Взрывание скважинных зарядов производится взрывником из специального укрытия.

Опасная зона (800 м) вводится с начала монтажа взрывной сети из детонирующего шнура.

Монтаж электровзрывной сети

Перед выдачей электродетонаторов (ЭД) они проверяются в помещении склада взрывчатых материалов.

После проверки их сопротивления провода ЭД замыкаются накоротко и в таком положении находятся до момента присоединения к взрывной сети. При выполнении операции проверки и подбора ЭД по сопротивлениям на рабочем столе проверяющего не должно быть более 100 ЭД.

Электровзрывные сети должны иметь исправную изоляцию, надежные электрические соединения, которые необходимо изолировать с помощью специальных зажимов-контактов.

Электровзрывная сеть должна быть двухпроводной. До начала заряжания взрывник обязан осмотреть взрывную магистраль, соединительные провода, убедиться в исправности сети.

Запрещается монтировать электровзрывную сеть в направлении от источника тока или включающего ток устройства к заряду.

После монтажа и осмотра электровзрывной сети необходимо проверить ее проводимость.

Постоянная взрывная магистраль не должна отставать от места взрыва более чем на 100 метров.

Перед взрыванием скважинных зарядов общее сопротивление всей электровзрывной сети должно быть подсчитано и затем измерено из безопасного места измерительными приборами. В случае расхождения измеренного и расчетного сопротивления более чем на 10%, необходимо устранить отклонения от расчетного сопротивления.

Взрывной прибор должен иметь специальные клеммы магистральных проводов электровзрывной сети.

Присоединение магистральных проводов к взрывному прибору производится в месте укрытия взрывника.

Концы проводов смонтированной части электровзрывной сети должны быть замкнуты накоротко до присоединения их к проводам следующей части электровзрывной сети.

Запрещается присоединение проводов смонтированной части электровзрывной сети к следующим проводам, пока противоположные концы последних не замкнуты накоротко.

Концы магистральных проводов также должны быть замкнуты накоротко в течение всего времени до присоединения их к клеммам прибора, подающего напряжение для взрывания.

Со всех электроустановок, кабелей, контактных и воздушных проводов и других источников электроэнергии, действующих в зоне монтажа электровзрывной сети, напряжение должно быть снято с момента начала монтажа сети.

При взрывании с применением ЭД выход взрывника из укрытия после взрыва разрешается не ранее, чем через 5 минут и только после отсоединения электровзрывной сети от источника электрического тока и замыкания ее накоротко.

Безопасные расстояния при производстве массовых взрывов

Перед производством массовых взрывов все работающие выводятся за пределы опасной зоны, равной 800 м.

Порядок проведения массовых взрывов должен строго соответствовать «Распорядку проведения массового взрыва», проекту на проведение массового взрыва, утвержденному главным инженером.

10.3 Проветривание забоя наклонного транспортного съезда

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 $5 \text{ м}^3/\text{мин}$ 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, так и на открытых работах. В этой связи предусматривается проветривание наклонного транспортного съезда в течение всего рабочего времени одной вентиляторной установкой из двух вентиляторов ВМ-12А; 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 сигналом 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.

10.4 Противопожарная защита на площадках уклонов и при начальных этапах строительства

Противопожарная защита промплощадок наклонных выработок должна соответствовать требованиям ППБ ПС РК [4]; инструкции по противопожарной защите шахт; СНиП–II-30 [8]; СНиП–II-31 [9]; СНиП II-A.5-70 «Противопожарные нормы проектирования зданий и сооружений» [10].; «Норм технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки» [11]; «Руководства по составлению проектов противопожарной защиты шахт цветной металлургии» [12].

Наклонный автотранспортный съезд на всем протяжении крепится несгораемой бетонной крепью, что снижает возможность возникновения пожара.

После проходки наклонного съезда в интервале 0-30 м предусматривается проходка 2-х камер для последующей установки в них (в период эксплуатации подземного рудника) двух противопожарных двустворчатых дверей, расстояние между которыми должно быть не более 10 м.

Точное место расположения камер для противопожарных дверей должно быть определено после проходки наклонных съездов до отметок с учетом фактической устойчивости пород. Строительство камер производится до возведения постоянной набрызг-бетонной крепи.

После привязки камер производится расширение выработки с применением БВР и в соответствии с паспортом крепления камеры.

10.4 Ликвидация пустот

Ликвидация подземных пустот представляет собой комплекс мероприятий по управлению горным давлением вблизи выработанного пространства для обеспечения безопасности дальнейшей отработки рудных залежей.

Применяют следующие способы ликвидации пустот:

- закладка - заполнение всего выработанного пространства различными закладочными материалами. Этот способ применяется для предохранения от разрушений на поверхности или вышележащих горизонтах;
- обрушение междукammerных и междуэтажных целиков, а также налегающей толщи пород массовыми взрывами;
- поддержание - сохранение от обрушения вмещающих пород после очистной выемки полезного ископаемого различными целиками и искусственными сооружениями;
- изоляция (локализация) - отделение подземных пустот от прилегающих выработок для предупреждения попадания в пустоты людей и распространения воздушной волны;
- комбинированный - сочетает в себе элементы, характерные для двух и более способов.

На выбор способа ликвидации подземных пустот основное влияние оказывают геологические и горнотехнические условия. Главными геологическими факторами, определяющими применение того или иного способа ликвидации подземных пустот, являются физико-механические свойства руды и вмещающих пород, условия залегания рудных тел (размеры, мощность и форма залежи, глубина залегания и угол падения).

Значительное влияние на состояние подземных пустот оказывают горнотехнические условия, состояние поверхности, время существования пустот, а также применяемые системы разработки и технология ведения горных работ, ограничивающие выбор того или иного способа ликвидации подземных пустот.

Из физико-механических свойств важнейшими являются прочностные свойства руды и вмещающих пород, соответственно которым принимается способ ликвидации подземных пустот, обеспечивающий безопасные условия ведения дальнейших горных работ.

В условиях месторождения «Майкаин С» наиболее приемлемой для отработки является система разработки с магазинированием и этажно-камерная система разработки со сплошной выемкой и отбойкой руды скважинами из подэтажных штреков. Способ погашения пустот обрушенными породами, которые находятся в отработанном очистном пространстве вышележащего блока и перепускаются в ниже отработанную камеру одновременно с отработкой погашением междуэтажного целика (потолочины).

После перекрытия днища падающей рудой и породой происходит изоляция образовавшейся пустоты от выработок приемного горизонта. Поскольку движение обрушенной сыпучей массы продолжается, то продолжается и сжатие воздуха в пустоте около висячего бока. За счет резкого сокращения объема этой незаполненной пустоты давление заключенного в ней воздуха возрастает до такой степени, что сжатый воздух прорывается вверх навстречу движущейся разрыхленной массе обрушенных пород и, прорываясь сквозь толщу, погашает накопленную энергию, заполняя пространство между кусками породы. Можно утверждать, что заполнившие отработанную камеру обрушенная руда и пустые породы находятся в разрыхленном состоянии. В процессе выпуска обрушенных запасов потолочины продолжает поддерживаться разрыхленное состояние пород, заполнивших отработанную камеру.

При отработке месторождения принятой системой разработки с обрушением руды и вмещающих пород процессы деформации и сдвижения пород висячего бока развиваются вслед за выемкой руды. В случае отсутствия сдвижения в устойчивых породах висячего бока, необходимо применить принудительное обрушение, путем разбуривания веерного комплекта скважин в этих породах. Для этого, в условиях системы разработки с магазинированием руды, после полного выпуска руды из очистного блока проходится буровая ниша скреперного штрека. Из буровой ниши, скважинами принудительного обрушения, разбуривается висячий бок с учетом его фактического контура. В сложных горно-геологических и горно-технических условиях допускается разбуривание вышеназванных скважин из смотровых ходков вентиляционно-ходового восстающего отрабатываемого блока. Диаметр скважин, расстояние между ними и ЛНС рассчитывается с учетом горно-геологических характеристик пород висячего бока. После этого из безопасного расстояния по взрывной и воздушной волне взрываются скважины принудительного обрушения.

Для принудительного обрушения висячего бока очистного блока составляется паспорт БВР, утвержденный главным инженером рудника.

Аналогично, из буровой ниши доставочного штрека, происходит принудительное обрушение висячего бока в условиях этажно-камерной системы разработки со сплошной выемкой и отбойкой руды скважинами из подэтажных штреков.

Выполаживание углов сдвижения, с одной стороны, приводит к увеличению площади зоны деформации на дневной поверхности, а с другой стороны при достижении критического угла сдвижения пород висячего бока оседания поверхности происходить не будет. Зона обрушения пород висячего бока образуется под защитой консоли и не имеет выхода на дневную поверхность. Во избежание попадания людей в зону обрушения, проектом предусматривается огораживание зоны обрушения, по периметру, забором из колючей проволоки и вывешивание табличек «Вход запрещен. Зона

обрушения» таким образом, чтобы они находились в зоне видимости со всех сторон.

Из результатов краткого анализа состояния вопроса следует основной вывод, что сохранение целостности пород висячего бока путем предотвращения возможности их обрушения и сдвижения обеспечивает сохранность дневной поверхности и резко уменьшает сложности при подземной разработке, обусловленные горным давлением.

Практика подземной разработки месторождений в различных горно-геологических условиях свидетельствует, что исключить возможность сдвижения пород висячего бока можно за счет:

Применения технологии подземной разработки с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями;

Оставления в центральной (по простиранию) части месторождения предохранительного рудного целика;

Сооружения предохранительного целика в центральной части залежи из твердеющей закладки.

Первое из перечисленных мероприятий полностью исключает деформацию и сдвижение пород висячего бока, а второе и третье позволяют локализовать зону обрушения и сдвижения, обеспечивая при этом сохранность дневной поверхности и некоторое снижение величины давления, обусловленное сдвижением горных пород.

Выводы. В условиях разработки месторождения «Майкаин С» использование технологии горных работ с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями исключается ввиду значительных капитальных затрат на строительство закладочного комплекса и повышения себестоимости добычи руды. Несмотря на то, что в будущем повышение себестоимости за счет дополнительных затрат на закладку компенсируется снижением разубоживания руды и ее потерь, в настоящий период, исходя из экономических соображений, внедрение этой технологии вряд ли возможно.

Оставление рудного предохранительного целика обуславливает снижение эксплуатационных запасов руды в этаже, и все затраты на подготовку горизонта ложатся на существенно меньшее количество руды, что повышает себестоимость. Поэтому этот вариант с экономической точки зрения также не целесообразен.

Вариант горных работ, при которых предохранительный целик сооружается из твердеющей закладки, обуславливает необходимость сооружения закладочного комплекса. Его экономическая целесообразность рассмотрена выше.

Таким образом, в условиях золоторудного месторождения Майкаин С наиболее приемлем способ погашения пустот обрушенными породами, которые находятся в отработанном очистном пространстве вышележащего блока и перепускаются в ниже отработанную камеру одновременно с отработкой погашением междуэтажного целика (потолочины).

11 ГЕНЕРАЛЬНЫЙ ПЛАН ПОВЕРХНОСТИ

11.1 Основные решения по генплану и транспорту

Для обеспечения функционирования рудника «Майкаин С» предусмотрено строительство сооружений, а также размещение оборудования на проходку наклонного автотранспортного съезда. Перечень объектов строительства на площадке наклонного съезда приведен на схеме генерального плана (черт. ГП-01-2015).

Месторождение «Майкаин С» расположено на площади рудного поля, находится в 85 км севернее районного центра Баянаул и в 130 км к ЮЗ от г. Павлодара. С этими пунктами, а также с г. Экибастузом поселок Майкаин связан асфальтированными дорогами. Кроме того, п. Майкаин связан через станцию Ушкулын отдельной веткой с железнодорожной линией Павлодар-Астана.

Окрестности п. Майкаин представляет собой холмистую степь с большим количеством засоленных котловин и горько-соленых озер.

Абсолютные отметки наиболее высоких точек не превышает 300 м. Наименьшая высота 235 м. Многочисленные сопки (Большой и Малый Майкаин) сложены кварцитами и окварцованными породами, вытянутые в северо-восточном направлении.

На промплощадке размещены следующие объекты строительства и эксплуатации рудника:

- портал и устье наклонного съезда с въездной траншеей;
- здание калориферной установки $9 \times 15,5$ м с вентиляционным каналом к стволу ВЛВ 1 (ш. 42);
- здание компрессорной станции 9×12 м с тремя компрессорами (один рабочий, один резервный, один в ремонте);
- модульные электрокотельные МЭК типа 320/04 – 1шт и 200/04 – 2шт, со стальными водогрейными котлами, с общей мощностью, соответственно 320 и 200×2 , (720кВт);
- склад противопожарных материалов (ППМ) и материальный склад общей площадью 12×30 м;
- блок вспомогательных цехов (БВЦ) общей площадью 12×30 м;
- главная понизительная подстанция (ГПП 110/6);
- объединенное распределительное устройство (ОРУ 6 кВ);
- комплектная трансформаторная подстанция;
- водонапорная башня со стальным баком емкостью 50 м^3 высотой 9 м;
- резервуар пожарно-технического водоснабжения емкостью 100 м^3 - две шт.;

- насосная станция пожарно-технического водоснабжения (два насоса типа К-60М);
- здание АБК;
- обогатительная фабрика;
- дизельная электростанция с дизель-генератором (навес - 6 х 6 м);
- внутренний отвал пустой породы на отработанном карьере;
- открытая площадка под рудный склад;
- выгреб емкостью 27 м³;
- туалет на два очка;
- пруд испаритель шахтных вод, площадью 7000 м².

Обоснованием размещения зданий и сооружений на схеме генплана является: последовательность технологического процесса, организация транспортной связи, компоновка зданий и сооружений с учетом инженерно-геологических и топографических условий площадки, соблюдение действующих норм и правил по противопожарной безопасности и промышленной санитарии.

К объектам строительства и эксплуатации предусмотрены автомобильные дороги и проезды для перевозки производственных, бытовых и хозяйственных грузов и для противопожарного обслуживания, а также другие инженерные коммуникации.

Отметки зданий и сооружений будут определены в результате проработки организации рельефа в увязке с отметками основных вскрывающих выработок. Для предотвращения нарушения и загрязнения окружающей среды предусматривается снятие со всех площадок проектируемых объектов, потенциально-плодородного слоя с использованием его при озеленении или складирование его для последующей рекультивации. Предусматривается подавление пыли за счет полива водой участков, подверженных пылеобразованию в процессе эксплуатации. Вода для этих целей доставляется в автоцистернах.

Транспортировка руды на обогатительную фабрику и породы в отвал будет производиться подземными автосамосвалами UK 20 LP.

11.2 Архитектурно-строительные решения

11.2.1 Местные климатические условия и инженерно-геологические данные

Климат района засушливый, резко континентальный. Колебания температуры составляют: - 45 градусов в январе, до + 40 градусов в июле-августе.

Среднегодовое количество осадков находится в пределах от 200 до 278 мм. Для района месторождения характерны умеренные, довольно часто сильные ветры, в основном, западного и юго-западного направлений. Распределение снежного покрова неравномерное и в среднем толщина его составляет до 0,3 м. Промерзание почвы до 2-2,5 м.

Водоснабжение поселка и всех предприятий производится по трубопроводу от Экибастузского водохранилища канала «Иртыш-Караганда».

Для района преобладающее направление ветра – юго-западное и западное. Нередки сильные ветры – зимой снежные шквалы, летом пыльные бури и суховеи. Среднегодовая скорость ветра 8,3 м/с.

Постоянно действующие поверхностные водотоки в районе месторождения отсутствуют. В районе развита редкая сеть временных водотоков, которые функционируют в весеннее время, в период интенсивного снеготаяния и выпадения атмосферных осадков.

В целом, в гидрогеологическом отношении месторождение Майкаин С характеризуется как слабообводненное.

11.2.2. Административно-бытовая зона

Согласно проектных решений административно-бытовая зона, санитарно-бытовое обслуживание трудящихся в составе 121 человек предусмотрено в зданиях АБК на промплощадке: пищеблок на 50 мест; резервуар для чистой воды емк. 5 м³; выгребная емк. 50 м³; хозяйственный блок; контрольно-пропускной пункт; площадка для стоянки на 5 автомобилей; подъездная площадка; пожарный щит и ящик с песком.

Жилье и общественное питание во время отдыха предусмотрено в поселке Майкаин. Перемещение трудящихся до месторождения предусматривается пешим ходом на расстояние до 700м.

На промплощадке предусмотрен бытовой корпус, используемый для административного и медицинского обслуживания персонала, для отдыха, гардеробная и душевые.

Площадь помещения для регламентированного отдыха и обогрева работающих будет не менее 1 м² на одного работающего. Указанное помещение имеет столы, скамьи для сидения. Умывальник с мылом, из расчета 1 кран на 15 человек, закрытый бачок с кипяченной питьевой водой, температурой не менее 8°С и не более 20°С, вешалку для верхней одежды. Данное помещение оборудовано бытовыми электротеплосберегательными приборами для поддержания температуры «комфорта» в период отопительного сезона.

Гардеробные устраиваются для хранения уличной и рабочей одежды. Рабочая одежда хранится отдельно от уличной. Шкафы в гардеробной для хранения уличной и рабочей одежды будут иметь решетки, жалюзи или отверстия для проветривания.

Душевая для мойки трудящихся оборудуется таким образом, чтобы был крытый переход в гардеробную и рабочие в спецодежде не пересекались с рабочими в уличной одежде.

12 ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

12.1 Экологические условия разработки

Оценка экологических условий разработки месторождения Майкаин С выполнена в соответствии с «Методическими указаниями к экологическому обоснованию проектов кондиций на минеральное сырье» [36], «Временной Инструкцией о порядке проведения оценки воздействия намечаемой хозяйственной деятельности на окружающую среду (ОВОС) в Республике Казахстан (РНД 03. 02.01 – 1993)» [37].

Основные результаты проведения экологического обоснования намечаемой хозяйственной деятельности рассматриваемого предприятия с разработкой мероприятий по охране окружающей среды будут выполнены при проектировании разработки запасов месторождения в соответствии с «Пособием по составлению проекта «Охрана окружающей среды» [38] к СниП 1.02.01.85.

Экономически район освоен слабо, территория его не заселена и используется для отгонного животноводства. Развития земледелия в районе не планируется. Животный и растительный мир скуден.

Площадь месторождения и прилегающая территория не используется в сельскохозяйственном производстве. Объекты, представляющие историческую, культовую или природную ценность, в районе месторождения отсутствуют.

12.2 Основные источники и виды воздействия

На участке месторождения планируемое производство включает в себя подземные горные работы, транспортировку добытой руды до модульной обогатительной фабрики, а также доставку породной горной массы во внутренний отвал. Основными источниками воздействия на окружающую среду в инфраструктуре будущего предприятия будут: подземный рудник, пруд-отстойник шахтных вод, отвалы вмещающих пород, склад ГСМ.

Следует отметить, что принятый способ вскрытия и отработки месторождения окажет минимальное воздействие на окружающую среду по сравнению с открытыми горными работами.

12.3 Прогнозирование и оценка загрязнения атмосферного воздуха

Производственные вредности, образующиеся в технологических процессах подземной добычи руд (пыль неорганическая, газы взрывных

работ – окислы углерода, окислы азота, сернистые газы) будут удаляться в атмосферу главной вентиляторной установкой рудника производительностью 138 м³/с.

Ожидаемые величины выбросов в атмосферу приводятся в проекте ОВОС.

При ведении горных работ происходит выделение неорганической пыли, окиси углерода, двуокиси азота. Ожидаемый годовой выброс вредных веществ составит: окись углерода – 1,699 т/г, двуокись азота – 0,295 т/г, пыль неорганическая – 0,998 т/г. С целью снижения пылевыведения предполагается применение комплекса мероприятий: орошение горных выработок с применением пылеосаждающих добавок, бурение шпуров с промывкой водой, гидрозабойка при ведении взрывных работ и др. Качество рудничного воздуха контролируется специализированной службой горноспасательных частей.

Комплекс мероприятий по регулированию выбросов в период неблагоприятных метеорологических условий (НМУ) в основном направлен на снижение выбросов твердых веществ, как оказывающих наибольшее влияние на загрязнение атмосферы.

Контроль за соблюдением нормативов выброса будет осуществляться путем производства инструментальных замеров непосредственно на источниках выброса.

Обогащение добытой руды будет производиться на вновь строящейся обогатительной фабрике с постоянным комплексом природоохранных мероприятий (мокрые процессы при обогащении, захоронение хвостов обогащения и пр.) Таким образом ожидаемые технологические процессы носят в целом щадящий характер по отношению к окружающей природной среде.

В соответствии с «Положением об охране подземных вод» Проектом разработки месторождения предусмотрен комплекс мероприятий, в том числе:

- очистка бытовых и производственных стоков;
- испарение засоленных и других промстоков, не поддающихся очистке, в соленакопителе-испарителе шахтных вод;
- строительство оборотных систем водоснабжения и систем повторного использования шахтных вод и очищенных производственных стоков;
- устройство земляной гидроизоляции емкостных сооружений;
- производство режимных наблюдений по гидрогеологическим скважинам.

При реализации предлагаемых мероприятий отрицательное воздействие на окружающую среду ожидается слабым, в пределах допустимых норм.

12.4 Рекультивация нарушенных земель и природоохранные мероприятия

Согласно «Земельного кодекса» и в соответствии с ГОСТ 17.5.1.02-85 «Охрана природы Земли. Классификация нарушенных земель для рекультивации» предприятия и организации, разрабатывающие месторождения полезных ископаемых, а также производящие другие работы, связанные с нарушением почвенного покрова, обязаны снимать и хранить плодородный слой почвы для целей дальнейшего его использования при рекультивации земель.

Поверхность района месторождения представлена глинисто-щебнистой массой и дресвой туфов, порфиритов, кварцитов, липаритов, андезитов (образования коры выветривания), реже суглинками со щебнем. Плодородный слой почвы практически отсутствует.

В связи с этим по окончании работ будет проведена только техническая рекультивация нарушенных земель, заключающаяся в придании рельефу местности первоначального вида.

В процессе добычи и переработки золотосодержащих руд будут образовываться отходы производства в виде пустых пород и хвостов обогащения. Для утилизации и временного хранения пустых пород предусмотрено устройство отвалов, хвостов обогащения – размещение на хвостохранилище обогатительной фабрики.

12.5 Прогнозирование воздействия на растительный и животный мир

Уникальных, редких и особо ценных дикорастущих растений и природных растительных и животных сообществ, требующих охраны, в районе месторождения не встречено.

12.6 Требования в области использования и охраны недр

В области охраны недр при эксплуатационных работах для обеспечения полноты опережающего геологического изучения объекта, а также для обеспечения рационального и комплексного использования минерального сырья на всех этапах освоения месторождения будет предусматриваться проведение опережающих и сопровождающих эксплоразведочных работ с целью:

- детального оконтуривания эксплуатационных блоков;
- подсчета эксплуатационных запасов по блокам;
- осуществления контроля за качеством добываемой руды;

- расчета потерь и разубоживания.

С целью выявления и разведки небольших рудных тел в границах рудной зоны, уточнения количественной и качественной характеристики запасов, их прироста и перевода в более высокие категории на месторождении будут выполняться геологоразведочные работы по отдельным проектам.

Системы разработки, предложенные при освоении месторождения, апробированы на аналогичных рудных телах других объектов и обеспечивают наиболее полное извлечение из недр полезного ископаемого с наименьшими потерями. Перечень мероприятий для обеспечения этого требования будет определен при составлении локального проекта отработки месторождения Майкаин С. После уточнения запасов в процессе доразведки забалансовые руды в контуре отработки следует перевести в балансовые, а непереведенные руды должны быть заскладированы в отвале забалансовых руд на поверхности.

В процессе эксплуатации предусмотрено обслуживание геолого-маркшейдерской службой рудника горных работ с целью контроля за полнотой и качеством отработки запасов, обеспечения учета состояния и движения запасов, их погашения. При этом составляется соответствующая геолого-маркшейдерская документация с проведением маркшейдерской съемки, опробовательских работ, в т.ч. товарного опробования, проводится контроль за правильностью шихтовки, ведутся систематические наблюдения за зоной сдвижения.

Сохранение энергетического состояния верхних частей недр, а также охрана недр от обводнения, пожаров, взрывов, а также других стихийных факторов, снижающих их качество или осложняющих разработку месторождения, будет обеспечено принятыми в проекте параметрами систем вскрытия, подготовки и добычи.

12.7 Санитарно-эпидемиологические требования

В процессе освоения месторождения Майкаин С предусматривается организация санитарно-защитной зоны в зависимости от санитарной квалификации и расчетов рассеивания вредных веществ в атмосферном воздухе. При этом обеспечивается благоустройство санитарно-защитной зоны.

Все оборудование, трубопроводы, химические средства и т.п. будут применяться из числа разрешенных органами санитарно-эпидемиологического надзора.

В период производственной деятельности предприятия будут проведены необходимые санитарно-эпидемиологические мероприятия, направленные на улучшение экологической обстановки для обеспечения

нормальных условий жизни и здоровья работающих, обеспечения защиты жизни и здоровья персонала и населения при возникновении экстремальных условий. Предусматривается участие в развитии социальной сферы, а также соблюдение требований промсанитарии по созданию здоровых и безопасных условий труда, бытового и медико-санитарного обеспечения трудящихся.

На границе санитарно-защитной зоны предусматривается соблюдение приземных концентраций выбрасываемых вредных веществ, не превышающих предельно допустимых концентраций загрязняющих веществ в атмосферном воздухе населенных мест с учетом фоновое загрязнение.

12.8 Прогноз социально-демографических изменений и оценка вероятных аварийных ситуаций

На основе проведенных предварительных оценок возможных экологических изменений в среде обитания животного мира и человека вследствие освоения месторождения Майкаин С возможных социально-демографических сдвигов в районе предполагаемого строительства, касающихся изменений в демографической структуре, вынужденных изменений миграционных потоков животных и птиц, изменений привычных условий жизни в связи со сменой традиционных форм занятости населения, не ожидается.

В ходе производственной деятельности недропользователь учитывает, что необходимым экологическим основанием для проведения операций по недропользованию являются положительное заключение государственной экологической и санитарно-эпидемиологической экспертизы на проведение этих операций и выданные на его основе разрешения на природопользование исполнительными органами, ведающими вопросами охраны окружающей среды.

Недропользователь будет представлять на государственную экологическую и санитарно-эпидемиологическую экспертизу всей предпроектной и проектной документации, содержащей оценку воздействия планируемой деятельности на окружающую среду, здоровье населения и раздел «Охрана окружающей среды» с мероприятиями на период осуществления и прекращения операций по недропользованию.

Недропользователь обязуется вести мониторинг недр и окружающей среды с целью изучения воздействия на них в результате своей деятельности по настоящему контракту и принятия мер по своевременному устранению негативного воздействия. Данные производственного мониторинга и отчетность о воздействии на окружающую среду передаются специально уполномоченным органам в области охраны окружающей среды.

Государственный контроль за соблюдением законодательства об охране недр и окружающей среды, обеспечения санитарно-

эпидемиологического благополучия населения будет осуществляться уполномоченными государственными органами в пределах своей компетенции.

После прекращения производственной деятельности или при поэтапном возврате контрактной территории подрядчик передает контрактную территорию в состоянии, пригодном для дальнейшего использования по прямому назначению, в соответствии с законодательством Государства.

Любые нарушения (ухудшения) состояния окружающей среды, а также самой контрактной территории во время отработки месторождения Майкаин С восстанавливаются за счет недропользователя до состояния, пригодного для дальнейшего использования по прямому назначению.

В случае сверхнормативных выбросов (сбросов) загрязняющих веществ в окружающую среду, возникновения аварийных и чрезвычайных ситуаций недропользователь обязуется оперативно сообщать о них Центральному исполнительному органу в области окружающей среды, государственный орган санитарно-эпидемиологического надзора и местные исполнительные органы.

По имеющимся материалам уникальных, редких и особо ценных дикорастущих растений и природных растительных и животных сообществ, требующих охраны, в районе месторождения не встречено. В районе строительства и в ходе хозяйственной деятельности предприятия исторических и культурных памятников, подлежащих охране, не имеется.

В случае обнаружения геохимических, геоморфологических и гидрогеологических объектов, имеющих особую экологическую, научную, культурную или иную ценность, недропользователь обязуется прекратить работы на соответствующем участке и известить об этом уполномоченный орган по использованию и охране недр.

Освоение месторождения Майкаин С не приведет к социально-демографическим сдвигам в районе строительства. Производственная деятельность предприятия не представляет угрозы не только для здоровья персонала предприятия, но и местного населения и условий их жизнедеятельности при прямом, косвенном, кумулятивном и другим видам воздействия на окружающую среду.

При проведении недропользователем всего комплекса эксплуатационных работ на месторождении Майкаин С будет обеспечено выполнение правил и норм по безопасному ведению работ, санитарно-эпидемиологических правил и норм, предусмотренных законодательством Государства, а также проведение мероприятий по предупреждению и ликвидации аварий, несчастных случаев и профессиональных заболеваний.

Проведение всех видов работ, если они представляют опасность для жизни и здоровья людей, будет запрещено.

Государственный контроль за соблюдением правил и норм по технической безопасности и промышленной санитарии при проведении разведки будет осуществляться специально уполномоченным исполнительным органом.

Таким образом, освоение месторождения Майкаин С не приведет к необратимым или кризисным изменениям в окружающей природной среде как в период строительства и эксплуатации, так и после ликвидации предприятия.

13 ПРОМЫШЛЕННАЯ И ПОЖАРНАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ

Проектом предусматривается разработка золоторудного месторождение Майкаин С – строительство подземного рудника производительностью 140,0 тыс. тонн руды в год.

Вскрытие месторождения предусмотрено наклонным транспортным съездом с поверхности до горизонта 40 м.

Рудные тела предполагается отрабатывать системой разработки с магазинированием руды и системой разработки поэтажных штреков.

Для проветривания горизонтов принята фланговая схема проветривания. Способ проветривания – всасывающий. Проветривание рудника будет осуществляться при помощи вентиляторной установки главного проветривания расположенного у АТС, подогрев воздуха в зимний период – калориферной установкой у ствола ВЛВ 1 (ш. 42).

Транспортировка руды на обогатительную фабрику и породы в отвал будет производиться подземными автосамосвалами UK 20 LP.

13.1 Охрана труда

В соответствии с нормативными требованиями по охране труда в Плане горных работ предусматривается:

- доставка рабочих на горизонты к месту работы в специальной машине для перевозки людей MIDIMINKA-12 по наклонному съезду;
- установка лифтового подъемника в вентиляционном восстающем ВВ2 для сообщения между горизонтами;
- использование пункта медицинской помощи в передвижном вагончике;
- питание в передвижном вагончике;

обеспечение нормальных условий труда в производственных, вспомогательных и санитарно-бытовых помещениях путем использования: нагревательных приборов, установок для кондиционирования воздуха;

- применение материалов в строительной части не оказывающих вредных воздействий на организм и здоровье трудящихся;
- обслуживающие технологические площадки и лестницы имеют ограждения высотой не менее 1,0 м, рассчитанные в соответствии со СНиП 2.01.07-85 «Нагрузки и воздействия».

Основным источником шумообразования является вентилятор главного проветривания.

Для снижения шума до санитарных норм все источники шума выделяются в изолированные помещения с устройством изоляции.

Уменьшения шумообразования в горных выработках достигается своевременным, качественным ремонтом и регулировкой очистного, проходческого и транспортного оборудования, поддержанием в нормальном состоянии дорожного покрытия и различных коммуникаций, своевременным устранением утечек в трубопроводах сжатого воздуха и воды. Вентиляторы местного проветривания комплектуются глушителями шума заводом-изготовителем.

Мероприятия по борьбе с вибрацией заключаются в следующем: установка оборудования на виброопорах, оснащение пневмоподдержками ручных перфораторов при бурении шпуров.

Расположение отопительно-вентиляционного оборудования и установок предусмотрено с учетом обеспечения свободного доступа к нему для безопасного ремонта и обслуживания, уменьшения шума.

13.2 Производственная санитария

Безопасные и гигиенические условия труда в шахте сводятся в основном к обеспечению комфортных условий трудящихся по освещению и проветриванию рабочих забоев, борьбе с запыленностью, вибрацией и шумом.

Для защиты подземных рабочих от вредного воздействия на них условий рабочей среды и работающего оборудования Проектом предусмотрено:

- подача свежего воздуха в количестве, обеспечивающем его эффективную скорость по выработкам;
- подогрев подаваемого в шахту воздуха до температуры +2°C в зимнее время;
- оснащение всех откаточных, камерных выработок, ходовых отделений стволов шахт и вентиляционно-ходовых восстающих стационарным, а проходческих и очистных забоев — переносным освещением;
- применение самоходного бурового оборудования, позволяющего свести до минимума влияние вибрации на работающего;

- применение буров с резинометаллическими буртиками, которые снижают уровень шума в 1,5-1,7 раза;
- применению средств индивидуальной защиты – антивибрационных рукавиц института «НИГРИ», спецобуви с прокладками из пенопласта, разработанными институтом охраны труда;
- осуществление систематического газо-температурного контроля в очистных и проходческих забоях и на исходящей струе.

Для снижения вредного влияния шума рекомендуется:

- установка на выхлопных отверстиях перфораторов глушителей шума, выпускаемых заводом «Пневматика» или криворожским заводом «Коммунист»;
- установка на вентиляторах местного проветривания глушителей шума;
- применение индивидуальных средств защиты органов слуха: наушников ВНИИОТ-1 (завод «Респиратор»), пластинчатых вкладышей одноразового использования (завод физико-механического института имени Карпова).

Снижение запыленности.

Бурение. Снижение запыленности воздуха обеспечивается нормализацией мокрого бурения с добавлением в подаваемую воду смачивателей типа ДБ.

Перед бурением грудь забоя и прилегающие борта и кровля выработки орошаются водой.

Примыкающие к призабойной части борта и кровля выработок орошаются водой с добавлением составов, обеспечивающих закрепление осевшей пыли.

Взрывные работы. Для подавления пыли при взрывных работах предусматривается:

- установка туманообразователей и форсунок с регулируемым факелом струи воды и включение их непосредственно перед производством взрыва;
- применение гидромин, взрывааемых непосредственно перед отпалкой забоя;
- при проходке по сухим породам – орошение перед взрывом бортов и кровли выработок с добавкой адсорбирующих составов.

Погрузочно-разгрузочные работы. Перед уборкой в проходческих забоях производится пропитка водой навала горной массы и орошение бортов и кровли выработок водой с использованием форсунок и туманообразователей.

На блоковых и капитальных рудоспусках устанавливаются оросители, работа которых заблокирована с процессом разгрузки или открыванием перекрывающих их ляд.

На погрузочных люках рудоспусков откаточных горизонтов устанавливаются оросители, которые включаются в работу перед погрузкой горной массы в вагонетки.

При ведении горных работ основное пылеобразование происходит при бурении шпуров и скважин, взрывных работах, погрузочно-разгрузочных операциях и транспортировке горной массы. Поэтому для уменьшения пылеобразования в Проекте предусматриваются следующие мероприятия:

- снижение пылеобразования при бурении путем применения перфораторов с промывкой;

- при погрузке горной массы в транспортные средства или их разгрузке, горная масса орошается с помощью оросителей, которые устанавливаются над вибролюками у блоковых восстающих, у приемных бункеров на поверхности. Горная масса, которая грузится в забое ПДМ смачивается оросителями, встроенными в машину.

При транспортировке горной массы пылеподавление предусматривается:

- на скреперных дорожках - с помощью оросителей, смонтированных на специальном трубопроводе или гибком шланге;

- на основных транспортных выработках и подъездных дорогах к приемным бункерам – смывом осевшей пыли со стенок выработок, полив дорожного покрытия;

- для предотвращения выноса пыли из горных работ в атмосферу на основных доставочных выработках устраиваются водяные завесы.

- разработка схемы вентиляции рудника, обеспечивающей эффективное проветривание подземных выработок, очистных забоев, камерных выработок. Это достигается также созданием требуемой скорости воздушной струи, обеспечивающей эффективный вынос пыли;

- обеспечение действенной вентиляции при проходке выработок путем применения вентиляторов местного проветривания.

Все пылеподавляющие устройства блокируются с работой механизмов или включаются заблаговременно перед включением механизма и производства взрыва.

Построенные производственные объекты на поверхности, связанные с выделением пыли расположены на требуемом удалении с учетом розы ветров.

На каждом горизонте предусмотрены оборудованные камеры ожидания и санузел, у стволов шахт и в технологических камерах – медицинские аптечки.

Подземные рабочие должны быть обеспечены спецодеждой, индивидуальными светильниками, флягами для питьевой воды, а также

индивидуальными перевязочными пакетами в прочной водонепроницаемой оболочке и самоспасателями.

13.2.1 Административно-бытовые помещения

При проведении горных работ оборудуются административно-бытовые помещения, которые должны соответствовать санитарно-эпидемиологическим требованиям к проектированию производственных объектов (СанПиН №334 от 08.07.2005 г).

На участке административно-бытовой зоны имеется здание АБК, резервуар для чистой воды, септик.

Должны быть оборудованы закрытые туалеты в удобных для пользования местах, устраиваемые в соответствии с общими санитарными правилами.

На каждом предприятии должна быть организована стирка спецодежды не реже двух раз в месяц, а также починка обуви и спецодежды.

13.2.2 Медицинская помощь

Для санитарно-бытового обслуживания данным Проектом предусматривается вагончик, где организован пункт первой медицинской помощи, согласно санитарным правилам для предприятий по добыче и обогащению рудных, нерудных и россыпных полезных ископаемых (№1.06-064-94).

Пункт первой медицинской помощи должен быть оборудован телефонной связью.

На предприятиях с числом рабочих менее 300 допускается медицинское обслуживание рабочих ближайшим лечебным учреждением.

На каждом участке, а также на основных горных и транспортных агрегатах и в чистых гардеробных душевых должны быть аптечки первой помощи.

На всех участках должны быть носилки для доставки пострадавших в медицинский пункт.

Для оказания первой медицинской помощи на рабочих местах данным проектом предусматривается наличие аптечек с комплектом медикаментов.

13.2.3 Водоснабжение

1. Каждое предприятие обязано обеспечить всех работающих доброкачественной питьевой водой, удовлетворяющей требованиям СанПиН 2.1.4.1116-02 «Питьевая вода. Гигиенические требования к качеству воды, расфасованной в емкости. Контроль качества».

2. Вода питьевого источника должна подвергаться периодическому химико-бактериологическому исследованию для определения пригодности ее для питья. Пользование водой для хозяйственно-питьевых нужд допускается после специального разрешения на это органов Государственной санитарной инспекции.

3. Способы очистки воды, предназначенной для хозяйственных и питьевых нужд и источников водоснабжения, находящихся в ведении карьера, должны быть согласованы с органами Государственной санитарной инспекции.

4. Водонапорные сооружения поверхностных источников воды, а также скважины и устройства для сбора воды должны быть ограждены от загрязнения. Для источников, предназначенных для питьевого водоснабжения, должна устанавливаться зона санитарной охраны.

5. Персонал, обслуживающий местные установки по приготовлению питьевой воды, должен проходить медицинский осмотр и обследование в соответствии с действующими санитарными нормами.

6. Сосуды для питьевой воды изготавливаются из материалов, легко очищаемых и дезинфицируемых.

Сосуды для питьевой воды должны быть снабжены кранами фонтанного типа. Сосуды должны защищаться от загрязнений крышками, запертыми на замок, и не реже одного раза в неделю промываться горячей водой или дезинфицироваться.

7. Сосуды с питьевой водой должны размещаться на участках работ таким образом, чтобы обеспечить водой всех рабочих предприятия.

8. В период строительства вода доставляется в спецмашине АВВ-3,6. На рабочих местах питьевая вода хранится в специальных термосах емкостью 30 л. Аварийная емкость для хранения воды ($V=15 \text{ м}^3$) обрабатывается и хлорируется один раз в год.

13.3 Техника безопасности

В проекте предусматривается обеспечение безопасного ведения горных работ путем осуществления следующего комплекса мероприятий:

- устройство выходов из подземного рудника через ствол ВЛВ1 и ВЛВ2, оборудованные лифтом, лестничным отделением и через наклонный съезд машиной для перевозки людей;
- устройство лестничных отделений во всех блоковых восстающих на горизонтах для сообщения между горизонтами;
- устройство электрического освещения поверхностных и подземных сооружений и всех рабочих мест. Промышленная площадка АТС, основные горные выработки и подземные камеры, а также все выработки, по которым перемещаются люди, освещаются стационарными светильниками; различные забои и места осмотра оборудования (вентилятора главного проветривания с

вентканалом и т.п.) – освещаются переносными светильниками с допусаемым напряжением.

- обеспечение подземных рабочих индивидуальными светильниками типа «Кузбасс»;
- устройство телефонной связи и аварийной сигнализации для оповещения рабочих в случае возможной аварии в шахте;
- устройство общей сети заземления на промышленных площадках и подземных выработках рудника;
- по безопасному ведению работ при бурении, при взрывах и доставки ВМ к участковому пункту хранения ВМ емкостью 2000 кг.

Сечения и крепления всех выработок приняты по расчету. В принятых сечениях транспортных выработках при принятого самоходного оборудования при проходке наклонного съезда обеспечиваются необходимые зазоры на прямых участках и закруглениях (чертеж ГКР – 01-2015).

При проходке выработок принято погрузочно-транспортное и проходческое оборудование, позволяющее наряду с повышением производительностью труда повысить его безопасность на всех операциях, снизить уровень пылеобразования.

В подземных камерах УТП, склада ППМ предусмотрено по два выхода, а также компоновка оборудования, обеспечивающая эксплуатационные и монтажные проходы требуемой ширины.

Проветривание рудника осуществляется по фланговой схеме. Способ проветривания всасывающий. У устья ствола ВЛВ 1 расположена калориферная, в которой в зимнее время приточный воздух подогревается калориферами, обеспечивающие в устье ствола температуру воздуха +2°.

На устье АТС установлен вентилятор главного проветривания типа «ВО-22/14 РД» (с направляющим аппаратом), работающий на всасывание.

Сеть трубопроводов сжатого воздуха и пожарно-технического водоснабжения по транспортным выработкам размещается с учетом соблюдения требуемого прохода для людей, как по ширине, так и по высоте.

С целью сокращения сроков поддержания выработок вентиляционных, а также возможности скорейшего погашения технологических целиков в отработанных очистных блоках принята отработка рудных тел с севера на юг.

Для ликвидации замыкания вентиляционной струи через отработанные горизонты и предотвращения попадания людей в непрветриваемые выработки предусматривается установка глухих бетонных перемычек на отработанных горизонтах у ВЛВ1, ВЛВ2 и наклонного съезда, а также в выработках не участвующих в схеме вентиляции.

Все насосные станции и водосборники располагаются в околоствольных дворах ВЛВ2 и АТС. Чистка водосборников

предусматривается комбинированным способом, путем взмучивания с последующей откачкой пульпы насосом и выдачи их на поверхность.

Все работы, связанные с проходкой выработок, очистной выемкой, буровзрывными работами, должны выполняться в соответствии с «Правилами промышленной безопасности при ведении работ подземным способом Утвержденных приказом Министра по чрезвычайным ситуациям Республики Казахстан № 132 от «25» июля 2008 года» (ППБ ПС РК)», «ППБ при взрывных работах», «Норм технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки» ВНТП 37-86.

13.4 Генеральный план и транспорт

Для создания нормальных санитарно-гигиенических и безопасных условий труда в соответствии с действующими нормативными положениями Проектом предусмотрено:

- расположение сооружений надшахтного комплекса, производственных объектов (электростанции, отвалы для забалансовой руды, пустой породы) выделяющих дым, пыль, на требуемом удалении, с учетом розы ветров, по отношению к воздухоподающему стволу ВЛВ1;
- расположение взрыво-пожароопасного объекта склада нефтепродуктов 50 м³ на безопасном расстоянии от котельной с устройством земляного вала.

Наряду с мерами безопасности при ремонте и обслуживании автомобильного транспорта, которые предусматриваются в ремонтных мастерских рудника, проектом предусматриваются меры безопасности при эксплуатации: применение предупреждающих знаков, ограждающих столбиков на обочинах дорог, придание дороге требуемого профиля и соблюдением необходимого продольного и поперечного уклона.

13.5 Пожарная безопасность

В данной части главы приводятся решения по противопожарной защите подземного рудника.

В соответствии с нормативами по генеральным планам предприятий проектом предусмотрено расположение зданий и сооружений надшахтного комплекса, электро-котельные, с учетом необходимых противопожарных разрывов и господствующего направления ветров.

Противопожарные мероприятия заключаются в обеспечении свободных проездов вокруг зданий и подъездов к ним, соблюдении противопожарных разрывов между зданиями, а также назначении строительных материалов в соответствии со степенью пожароопасности и

огнестойкости зданий и сооружений. Согласно «Руководства по составлению проекта противопожарной защиты шахт» сооружения относятся к 3 степени огнестойкости. Расход воды на наружное тушение пожара составляет 10 л/с или 36 м³/ч.

Проектом приняты следующие решения по обеспечению пожарной безопасности рудника:

- все поверхностные здания и сооружения запроектированы с учетом противопожарных требований, предусмотренных СНиП РК 2.02-05-2002;

- для хранения противопожарного запаса воды на площадке имеется резервуар с насосной станцией емкостью 200 м³ находится на расстоянии 100м от АТС, а другой, емкостью 50 м³ находится вблизи устья ВЛВ1;

- предусмотрена прокладка пожарно-технического водопровода, оборудованного пожарными кранами и редукционными клапанами. Узел «вода-воздух» используется при тушении пожара в горизонтальных выработках для подачи воды по трубопроводу сжатого воздуха при неисправности водопровода;

- надшахтное здание ствола ВЛВ1 построен из металла и листового металла, устье ствола до глубины 10,5 м, портал с устьем (20 м) и вентиляционный канал наклонного съезда закреплены монолитной бетонной крепью;

- в воздухоподающих выработках околоствольных дворов всех горизонтов устанавливаются на расстоянии 10 м друг от друга двойные негоряемые двери, закрывающиеся по ходу вентиляционной струи;

- в устье ствола ВЛВ1 установлен кольцевой ороситель, соединенный с противопожарным водопроводом на поверхности. Источник обеспечивает подачу воды для тушения пожара в стволе ВЛВ1 в количестве 3 м³/ч на 1 м² сечения;

- трубопроводы на поверхности оборудованы гидрантами около сооружений, а в подземных выработках гайками «Ротта» у камерных выработках, на сопряжениях выработок и на прямых участках через 200 м;

- все околоствольные дворы и камерные выработки оснащаются первичными средствами пожаротушения;

- околоствольные дворы и камерные выработки запроектированы из негорючих материалов;

- для своевременного обнаружения загорания здания и сооружения оснащаются автоматической пожарной сигнализацией;

- предусмотрена молниезащита зданий и сооружений;

- подача воды предусматривается от противопожарного резервуара в магистральный трубопровод пожарно-технического водоснабжения по наклонному съезду от надземного резервуара.

Проектом на поверхности предусмотрен склад противопожарных материалов, находящийся в 30 м от АТС. На горизонтах 190, 150, 100 и 40 м предусмотрены подземные склады ППМ. Номенклатура материалов в складах соответствует требованиям ППБ РК.

13.6 Мероприятия по охране и рациональному использованию недр

В процессе выполнения добычи золотосодержащих руд на месторождении «Майкаин С» должны соблюдаться требования законодательства Республики Казахстан, касающиеся рационального использования и охраны недр (Закон Республики Казахстан «О недрах и недропользовании» № 2828 от 27 января 1996 г. с изменениями и дополнениями и «Единые правила охраны недр при разработке месторождений полезных ископаемых в Республике Казахстан») и приниматься все меры с целью: охраны жизни и здоровья населения, обеспечения рационального и комплексного использования полезных ископаемых, сохранения свойств энергетического состояния верхних частей недр с целью предотвращения оползней, подтоплений, просадок грунта, сохранения окружающей природной среды, предотвращения водной и ветровой эрозии почвы и загрязнения подземных вод.

В процессе отработки месторождения для обеспечения полного и комплексного геологического изучения объекта проектом предусматривается проведение опережающей и сопровождающей эксплоразведки с целью:

- детального оконтуривания эксплуатационных блоков;
- подсчета эксплуатационных запасов по блокам;
- осуществление контроля за качеством добываемой руды;
- расчета потерь и разубоживания.

С целью уточнения контуров рудных тел, уточнения горно-геологических условий, перевода запасов с категории C_2 в категорию C_1 , уточнения контуров рудных тел и процентного содержания полезного компонента в руде на месторождении «Майкаин С» предусматривается эксплоразведка. На всех горизонтах проектом предусматривается эксплоразведочное бурение и проходка разведочных ортов. Количество эксплоразведочных скважин, ориентировочно, 500шт, средняя глубина скважин 20.0м, следовательно, количество погонных метров бурения составит 10000п.м. Разведочные орты общей длиной 800п.м. и объемом 4800м³. В процессе бурения предусматривается отбор керновых проб поинтервально. Диаметр бурения эксплоразведочных скважин 59мм, в пробу будет отбираться весь керн без оставления дубликата. Величина интервала опробования должна зависеть от литологических разностей пород и руд и, в среднем, будет составлять 1,0м. Общее количество керновых проб составит 10000 штук. Во всех разведочных ортах будет производиться бороздовое

опробование. Сечение борозды принято 3×10 см, длина борозды будет определяться литологическим составом руд, пород и не должна превышать 1.0 м. Количество бороздовых проб – 800 шт.

Опробованию будут подвергаться не только эксплоразведочные скважины и выработки, но и руда, добытая в результате попутной добычи и очистных работ.

Количество товарных проб будет соответствовать количеству товарных партий руды, полученных при добыче. Если принять вес товарной партии – 100 тонн, то количество отобранных проб будет, ориентировочно, 6567 шт.

Для отбора проб партию руды весом до 100 тонн на заранее подготовленной площадке расстилают высотой 0,2 – 0,4 м. Затем по всей площади руды с помощью рулетки равномерно отмечают место отбора точечных проб. Точечные пробы должны быть отобраны на всю толщину слоя.

Минимальное число точечных проб (N) с опробуемой партии при ручном отборе определяется по формуле:

$$N = K_1 \cdot V \cdot \sqrt{M} = 0,113 \cdot 33 \cdot \sqrt{100} = 37,3 \approx 37$$

где M – 100 тн. (масса опробуемой партии);

V – 33 % - (коэффициент вариации содержания золота по ГОСТ 14180-80);

K₁ – 0,113 (коэффициент принимаемый для руды с неравномерным распределением золота) рассчитывается по формуле:

$$K_1 = a \cdot 0,075 = 1,5 \cdot 0,075 = 0,113$$

где a – 1,5 – коэффициент превышения числа точечных проб, для руды с неравномерным распределением золота, определяемых по закону гамма - распределений.

Масса частичной (точечной) пробы, при крупности куска 0 - 35 мм. для товарной руды отбираемой ручным способом, согласно таблице 1 – должна составлять не менее 2 кг.

Частичные (точечные) пробы объединяют и складывают на заранее подготовленную площадку или на клеенку. Объединенная проба весом 70 – 80 кг. тщательно перемешивается методом кольца и конуса сокращается и отбирается проба весом 10 – 15 кг. Отобранной пробе присваивается номер и отправляется в химическую лабораторию.

Основные химико-аналитические работы (определение Au и Ag в пробах) будут выполняться аттестованной аналитической лабораторией, находящейся в поселке Майкаин.

Качество произведенных анализов будет проверяться внутренним и внешним геологическим контролем химико-аналитическими лабораториями

и г. Экибастуз или Павлодар. Количество проб, отобранных на внешний и внутренний контроль будет составлять 10% от общего количества отобранных проб: 5% на внутренний контроль и 5% на внешний контроль в соответствии с «Инструкцией по внутреннему, внешнему и арбитражному геологическому контролю качества анализа разведочных проб твердых негорючих полезных ископаемых», 1982г. В соответствии с требованиями о полноте выемки и комплексном использовании минерального сырья при разработке месторождения «Майкаин С» подземным способом, предусматривается извлечение из недр 100% запасов утвержденных ГКЗ РК в контурах подсчетных блоков с переработкой ее на обогатительной фабрике.

Система разработки, применяемая на месторождении, апробирована на аналогичных рудных телах других объектов и обеспечивает наиболее полное извлечение из недр полезного ископаемого, характеризуется минимальными размерами поддерживающих целиков, которые в последствии гасятся, и минимально возможными в данных условиях величинами потерь и разубоживания.

Определение количественных показателей нормативов потерь и разубоживания при отработке рудных зон месторождения «Майкаин С» проводится в соответствии с «Отраслевой инструкцией по определению, нормированию и учету потерь и разубоживания руды и песков на рудниках и приисках Министерства цветной металлургии СССР» (МЦМ СССР, 1975 г.) [32], «Методическим указаниям по нормированию, определению и учету потерь и разубоживания золотосодержащей руды (песков) при добыче» (г. Иркутск, 1994 г.) [33], «Типовым методическим указаниям по определению, нормированию, учету и экономической оценке потерь твердых полезных ископаемых при их добыче» (Москва, 1972 г.) [34].

Расчет проводится по следующим видам потерь и разубоживания: потери и разубоживание при проходке подготовительных выработок; потери и разубоживание при извлечении руды из внутриблоковых целиков и целиков подготовительных выработок; потери и разубоживание в результате примешивания пород из-за сложности контакта руды и вмещающих пород; потери при погрузке, разгрузке, складированию.

В процессе эксплуатации месторождения с целью контроля за полнотой и качеством отработки запасов, обеспечения учета состояния и движения запасов и их погашения предусмотрено обслуживание геолого-маркшейдерской службой. В задачи геолого-маркшейдерской службы, а также ИТР предприятия входит:

- контроль за правильностью отработки месторождения путем регулярных маркшейдерских съемок;
- геологическая документация забоев, искусственных и естественных обнажений, проведения опробования;

- контроль за соблюдением предусмотренных проектом мест заложения, направления, параметров горных выработок, размеров предохранительных целиков, технологических схем проходки;
- учет количества добытой руды и металла по маркшейдерской съемке и оперативным путем;
- применять взвешивающие устройства для учета добываемого и реализуемого полезного ископаемого;
- не допускать перемешивания и совместного складирования рудной массы и вмещающих пород;
- обеспечить проведение наблюдений за проявлением горного давления, сдвижения горного массива;
- запрещать выдачу нарядов на выполнение горных работ, если их содержание противоречит требованиям законодательства о недрах;

Построение зоны влияния горных работ произведено от нижней части запасов категории С₂ под углом сдвижения 75-79°. Все сооружения промплощадок ВЛВ1 и наклонного съезда располагаются вне зоны сдвижения горных пород, в связи с чем, оставление охранных целиков для защиты объектов не предусматривается. Сооружения располагаются на безрудных площадях.

Контроль зоны сдвижения осуществляется по замерам смещений реперных пунктов в соответствии с требованиями «Инструкции по производству маркшейдерских работ».

В процессе добычи золотосодержащих руд будут образовываться отходы производства в виде пустых пород. Для утилизации и временного хранения пустых пород предусмотрено устройство отвалов. Порода, выдаваемая на поверхность, используется в качестве балластного материала при строительстве дорог. Попутно добываемая в процессе проходки забалансовая руда, будет выдаваться и складироваться отдельно, в специально предусмотренный отвал забалансовых руд для их возможного последующего промышленного применения.

Таблица 13.1 - Мероприятия по охране и рациональному использованию недр

	Мероприятия	Срок выполнения	Ответственные за выполнение
1	Обеспечить полноту извлечения запасов, намеченных к отработке, применив систему с магазинированием руды	постоянно	нач. участка
2	Исключить образование сверхнормативных потерь	постоянно	нач. участка
3	Обеспечить достоверный и качественный геолого-маркшейдерский учет по вопросам состояния и движения запасов, потерь и разубоживания	постоянно	геолог маркшейдер
4	Тщательный геолого-маркшейдерский контроль, при производстве БВР	постоянно	геолог маркшейдер

5	Переработка руд на обогатительной фабрике	постоянно	нач. участка
6	При строительстве промплощадки рудника предусматривать предварительное снятие почвенно-растительного слоя и сохранность его для последующей рекультивации	время строительства	маркшейдер, главный инженер
7	Запрещается производить погрузку полезного ископаемого в транспортные средства, загрязненными веществами, вредными при дальнейшей переработке	постоянно	нач. участка

14 ЧИСЛЕННОСТЬ ПРОИЗВОДСТВЕННОГО ПЕРСОНАЛА НА ПОДГОТОВИТЕЛЬНО- НАРЕЗНЫХ И ОЧИСТНЫХ РАБОТАХ

14.1 Общие решения

На подземном руднике должны быть созданы административные и инженерные отделы, управляющие непосредственно подземными горными работами. В данном разделе проекта рассматриваются только состав административного, инженерного персонала и рабочих непосредственно на руднике на период проходки основных горно-капитальных выработок и последующей эксплуатации.

В соответствии с календарным планом на период строительства в работе находится:

- на проходческом участке:
- одна бригада по проходке наклонного авто-транспортного съезда;
- одна бригада по проходке и восстановлению восстающих;
- одна бригада по проходке горизонтальных и наклонных горно-капитальных выработок.

После вскрытия и подготовки блока одна бригада переходит на добычные работы, а остальные бригады продолжают проходческие работы.

Соответственно этому предусмотрена постоянная работа горных участков:

Проходческий – на весь срок строительства и эксплуатации;

Добычной – в первые два года проходческий, а затем добычной.

Все остальные службы рудника будут обеспечивать работу вышеперечисленных бригад. Они будут оснащены комплексом мобильного самоходного вспомогательного оборудования.

14.2 Штаты

Горные работы возглавляются администрацией подземного рудника, в состав которой входят начальник подземного рудника, его заместитель - главный инженер и заместитель главного инженера по технике безопасности.

Руководство горными работами. Общее руководство горными работами осуществляет главный инженер рудника, одновременно являющийся ответственным руководителем горных работ.

Непосредственное руководство горными работами осуществляют начальники участков добычных и горно-проходческих работ.

Предусмотрена должность заместителя главного инженера по буровзрывным работам, на которого возложен контроль за работой склада ВМ и обеспечением горных работ взрывчатыми материалами.

В службу главного инженера входят также: отделы главного механика, главного энергетика и конструкторский отдел. Конструкторский отдел может быть организован общим для всего предприятия, в этом случае в его составе должны быть предусмотрены должности двух горных инженеров.

В дневные смены организацией работ занимаются руководитель рудника (Начальник рудника или Главный инженер) и Начальники участков, один из которых назначается начальником смены.

Предусмотрены должности заместителей начальников (горные мастера) добычных и проходческих участков, которые ведут непосредственное руководство горными работами.

Непосредственное руководство буровзрывными работами осуществляют также заместители начальников участков и горные мастера.

Буровзрывные работы выполняются бурильщиками (машинистами буровых установок), взрывниками (машинистами зарядных установок), проходчиками вертикальных выработок, а также службой доставки ВМ.

В состав бригад включены машинисты и операторы самоходного оборудования, оборудования по креплению выработок.

Службой вентиляции руководит начальник пылевентиляционной службы (инженер по вентиляции), который обеспечивает работу вентиляционных установок и вентиляционных сооружений в режимах, обеспечивающих условия проветривания в соответствии с нормативными требованиями ППБ РК.

Отдел главного механика возглавляет горно-механическую службу рудника. Непосредственно на участках работают два участковых механика. Заместителем главного механика является механик по основному оборудованию.

Отдел главного энергетика в составе заместителя главного энергетика, инженера связи и КИПиА, занимается энергообеспечением, связью, автоматизацией и диспетчеризацией на руднике.

Для контроля за работой рудника в каждую смену назначается диспетчер подземного рудника. В его обязанности входит обеспечение связью, отслеживание работы оборудования, ведение отчетной документации и оперативное руководство сменой.

Геолого-маркшейдерская служба состоит из двух отделов (геологического и маркшейдерского), возглавляемых, соответственно, главным геологом и старшим маркшейдером.

Служба занимается геолого-маркшейдерским обеспечением горных работ, а также производит геологоразведочные работы. В состав службы входят геологи, маркшейдерские рабочие, буровики, пробоотборщики.

Численность основных и вспомогательных рабочих определена в соответствии с расстановкой основного и вспомогательного оборудования и объемов работ, необходимых для обеспечения производственной мощности подземного рудника. В таблицах 14.1, 14.2 приведена численность работников администрации рудника, ИТР, основных и вспомогательных рабочих.

Таблица 14.1 - Административно-управленческий персонал и ИТР подземных горных работ рудника

№ п/п	Наименование	Явочное число в сутки	Всего ИТР
1	Начальник подземного рудника	1	1
2	Главный инженер рудника	1	1
3	Заместитель главного инженера по ТБ и ПБС	1	1
4	Начальник добычного участка	2	2,4
5	Заместитель начальника добычного участка	2	2
6	Горный мастер добычного участка	6	7,2
7	Начальник горно-проходческого участка	1	1,2
8	Заместитель начальника горно-проходческого участка	1	1
9	Горный мастер горно-проходческого участка	3	3,6
10	Главный механик рудника	1	1,2
11	Заместитель главного механика	1	1
12	Механик по оборудованию	1	1,2
13	Участковый механик	2	2,3
14	Главный энергетик	1	1,2
15	Заместитель главного энергетика	1	1
16	Инженер по связи, КИПиА	1	1,2
17	Главный маркшейдер	1	1,2
18	Маркшейдер участка	2	2,3
19	Главный геолог	1	1,2
20	Участковый геолог	2	2,3
21	Геолог по пробоконтролю и переносу информации на ЭВМ	1	1,2
22	Горный инженер конструкторского отдела	2	2,3
23	Инженер по вентиляции	1	1,2
24	Заведующий складом ВМ	1	1,2
25	Горный диспетчер	3	3,5
Итого ИТР:		40	46

Таблица 14.2 - Численность рабочих рудника

Наименование	Явочный состав, сутки	Списочный состав, чел.
<i>Рабочие основных процессов</i>		

Оператор бурильной установки ПП-63, ПТ-48	6	9
Машинист подземной самоходной бурильной установки	3	4,5
Машинист подземной самоходной погрузо-доставочной машины	3	4,5
Машинист подземного самосвала	6	9
Машинист-оператор самоходной зарядной установки	1	1,5
Взрывник	3	4,5
Крепильщик	3	4,5
Итого основные рабочие:	25	38
<i>Рабочие вспомогательных процессов</i>		
Машинист самоходной торкретустановки	1	1,4
Машинист подземной самоходной погрузо-доставочной машины	1	1,4
Машинист-оператор топливозаправочной машины и маслостанции	0,5	0,8
Машинист-раздатчик ВМ по доставке ВВ и СВ	1	1,4
Водитель самоходного вагона для перевозки людей	3	4,5
Водитель торкретмашины-крепильщик	1	1,5
Машинист автогрейдера	0,5	0,7
Машинист компрессорных установок	3	3,9
Горнорабочий на геологических работах	2	2,6
Горнорабочий на маркшейдерских работах	2	2,6
Горнорабочий подземный	5	6,5
Горнорабочий по ремонту горных выработок	2	2,6
Электрослесарь подземный	3	3,9
Электрослесарь дежурный	1	1,2
Слесарь по ремонту самоходного оборудования	3	3,9
Рабочий вентиляционной службы	1	1,2
Электросварщик	2	2,6
<i>Итого вспомогательные рабочие:</i>	32	43
Всего подземные рабочие:	57	81
<i>Рабочие поверхности</i>		
Машинист главной вентиляционной установки	3,0	3,9
Водитель вахтового автомобиля (Урал 3255)	2,0	2,9
Водитель автопогрузчика	1,0	1,3
Горнорабочий по погрузке-разгрузке материалов	2,0	2,9
Кузнец-токарь	1,0	1,3
Кладовщик материального склада	1,0	1,3
Рабочий аварийно-спасательной службы	2,0	2,9
Табельщик	1,0	1,2
Электрослесарь	1,0	1,3
Слесарь	2,0	2,6
Ламповщик	3,0	3,9
Подсобный рабочий	1,0	1,2
Слесарь КИПиА	1,0	1,2
Сторож	3,0	3,9
Итого/ Всего рабочих по подземному руднику:	24/81	32/113

15 ЭКОНОМИКА РУДНИКА

15.1 Капитальные затраты на строительство рудника

Капитальные затраты на горные работы

Капитальные затраты на вскрытие, подготовку и приобретение оборудования приводятся в таблице 15.1.

Таблица 15.1 – Капитальные затраты на горные работы

Наименование оборудования	Цена за ед, млн тг	Кол -во	Общая стоимость, млн тг	Амортизационные отчисления		
				Норма годовых амортиз. отчислений		Сумма
				%	тг/т	тыс.тг
Авто-транспортный съезд $S_{ч}=14,5\text{м}^2$, тыс. м^3	4000	19	76	10	43,3	5200
Горизонтальные выработки (доставочный штрек, орты, заезды) $S_{ч}=14,5\text{м}^2$, тыс. м^3	3500	48,7	170,5	10	142,0	17045
Вертикальные выработки) $S_{ч}=6\text{м}^2$, тыс. м^3	5000	8	40	10	33,3	4000
Буровой станок Simba 1254	100	1	100	25	208,3	25000
ПДМ АСУ-2С	75	2	150	25	312,5	37500
Автосамосвал UK-20 LP	100	3	300	25	625,0	75000
Автобус шахтный Midi Minka-12	7	2	14	25	29,2	3500
Компрессор VEGA-90-8	5,8	4	23,2	20	48,3	5800
Компрессор GA-30C	3,8	2	7,6	20	15,8	1900
Эл. Котельная МЭК-320/04	3,4	1	3,4	20	7,1	850
Эл. Котельная МЭК-200/04	3	2	6	20	12,5	1500
ГВУ ВО-22/14	10	3	30	20	62,5	7500
Вентилятор ВМ-12А	2	2	4	20	8,3	1000
Насос гл. водоотлива ЦНС-13-280	2	5	10	20	20,8	2500
Насос ГНОМ-25-20Ех	0,5	3	1,5	20	3,1	375
Бульдозер Т-170М	20	1	20	20	41,7	5000
Автомобиль для перевозки ВМ	14,8	1	14,8	20	30,8	3700
Топливозаправщик	7	1	7	20	14,6	1750
Автомобиль вспом. ГАЗ 33081	7	1	7	20	14,6	1750
ДЭС Wilson P1250H	30	1	30	10	62,5	7500
Итого:			991,0		1736,4	208370,0
Неучтенная техника 20%			198		347,3	41674,0
Всего:			1189,0		2083,7	250044,0

Капитальные затраты на строительство производственных зданий и сооружений на поверхности рудника показаны в таблице 15.2.

Таблица 15.2 - Капитальные затраты на строительство производственных зданий и сооружений на поверхности рудника

Наименование	Кол -во	Ст-ть ед, \$ США.	Норма аммор т., %	Привед затраты, \$/т	Сумма аморт-и, \$.
Здание АБК	1	800 000	8	0,53	64000
центральный склад	1	160000	8	0,11	12800
склад ВМ	1	140000	8	0,09	11200
Блок вспомогательных цехов	1	500000	8	0,33	40000
Повехностные склады	1	100000	8	0,07	8000
Внешнее и внутреннее электроснабжение: ЛЭП, подстанции и т.д.	1	2000000	8	1,33	160000
Лифтовой подъемник	2	38000	8	0,03	3040
Итого:		3 738 000		2,49	299040
Неучтенные затраты 20 %		747 600		0,50	59808,0
Всего, \$США:		4 485 600		2,99	358848,0
Всего по курсу 1:420, тенге:		1 883 952 000		1 256	150 716 160

15.2 Заработная плата

Расчет годового фонда заработной платы представлен в таблице 15.3.

Таблица 15.3 - Расчет фонда заработной платы

Вид работы и профессия рабочего	Разряд	Тариф, ставка, тг/см	Численность рабочих	Суточная заработна я плата, тг	Годовой фонд прямой зарплаты, тг
<i>Основные работы</i>					
Машинист буровой установки	6	8500	3	25500	7777500
Машинист ПДМ	6	8500	3	25500	7777500
Машинист подземного самосвала	6	8500	6	51000	15555000
Машинист-оператор зарядной установки	5	7600	1	7600	2318000
Взрывник	6	8500	3	25500	7777500
Крепильщик	5	7600	3	22800	6954000
ИТОГО			19	157900	48159500
<i>Вспомогательные работы</i>					
Машинист самоходной торкретустановки	5	7600	1	7600	2318000
Машинист ПДМ	5	7600	1	7600	2318000
Машинист-оператор топливозаправочной машины и маслостанции	3	6700	0,5	3350	1021750
Машинист-раздатчик ВМ по доставке ВВ и СВ	4	7200	1	7200	2196000
Водитель автобуса MidiMinka-12	3	6700	3	20100	6130500
Водитель торкретмашины-крепильщик	3	6700	1	6700	2043500
Машинист автогрейдера	3	6700	0,5	3350	1021750
Машинист компрессорных установок	2	5200	3	15600	4758000
Горнорабочий на геологических работах	2	5200	2	10400	3172000

Горнорабочий на маркшейдерских работах	2	5200	2	10400	3172000
Горнорабочий подземный	2	5200	5	26000	7930000
Горнорабочий по ремонту горных выработок	3	6700	2	13400	4087000
Электрослесарь подземный	2	5200	3	15600	4758000
Электрослесарь дежурный	2	5200	1	5200	1586000
Слесарь по ремонту самоходного оборудования	3	6700	3	20100	6130500
Рабочий вентиляционной службы	2	5200	1	5200	1586000
Электросварщик	2	5200	2	10400	3172000
ИТОГО			32	346100	57401000
<i>Рабочие поверхности</i>					
Машинист главной вентиляционной установки	4	5200	3	15600	4758000
Водитель автомобиля ГАЗ 33081	4	5200	2	10400	3172000
Водитель автопогрузчика	4	5200	1	5200	1586000
Горнорабочий по погрузке-разгрузке материалов	3	4800	2	9600	2928000
Кузнец-токарь	4	5200	1	5200	1586000
Кладовщик материального склада	3	4800	1	4800	1464000
Рабочий аварийно-спасательной службы	3	4800	2	9600	2928000
Табельщик	3	4800	1	4800	1464000
Электрослесарь	3	4800	1	4800	1464000
Слесарь	3	4800	2	9600	2928000
Ламповщик	2	4200	3	12600	3843000
Подсобный рабочий	2	4200	1	4200	1281000
Слесарь КИПиА	3	4800	1	4800	1464000
Сторож	2	4200	3	12600	3843000
ИТОГО			24	113800	34709000
Фонд прямой зарплаты					140269500
Премияльные, до 50% входят в состав тарифной ставки					-
ИТОГО					140 269 500
Социальные отчисления 20%					28 053 900
Всего ФОТ рабочих					168 323 400

Заработная плата руководителей, специалистов и служащих определяется согласно штатному расписанию по отделам и службам.

Таблица 15.4 - Заработная плата руководителей, специалистов и служащих рудника

Наименование должности, отдела	Кол-во	Месячный оклад тг/мес.	Годовой фонд з/п, тыс.тг
Начальник подземного рудника	1	375 000	4500
Главный инженер рудника	1	360 000	4320
Заместитель главного инженера по ТБ и ПВС	1	225 000	2700
Начальник добычного участка	2	250 000	6000

Заместитель начальника добычного участка	2	225 000	5400
Горный мастер добычного участка	6	210 000	15120
Начальник горно-проходческого участка	1	230 000	2760
Заместитель начальника горно-проходческого участка	1	215 000	2580
Горный мастер горно-проходческого участка	3	200 000	7200
Главный механик рудника	1	225 000	2700
Заместитель главного механика	1	215 000	2580
Механик по оборудованию	1	185 000	2220
Участковый механик	2	185 000	4440
Главный энергетик	1	225 000	2700
Заместитель главного энергетика	1	215 000	2580
Инженер по связи, КИПиА	1	180 000	2160
Главный маркшейдер	1	240 000	2880
Маркшейдер участка	2	200 000	4800
Главный геолог	1	240 000	2880
Участковый геолог	2	200 000	4800
Геолог по пробоконтролю и переносу информации на ЭВМ	1	180 000	2160
Горный инженер конструкторского отдела	2	150 000	3600
Инженер по вентиляции	1	185 000	2220
Заведующий складом ВМ	1	150 000	1800
Горный диспетчер	3	150 000	5400
Итого, с учетом премиальных до 90%:			100500
Социальные отчисления 20%			20100
Всего зарплата:			120 600,0

15.3 Затраты на материалы

Таблица 15.5—Годовая норма расхода материалов по руднику

Наименование материалов	Ед. изм.	Норма расхода	Кол-во мат-лов	Цена, тг	Сумма, тыс.тг
1	2	3	4	5	6
Материалы для БВР					
Аммонит 6ЖВ	кг/т	0,03	3600	350	1260,0
Аммиачная селитра	кг/т	0,32	38400	100	3840,0
Диз. топливо	л/т	0,02	2400	70	168,0
Взрывной провод	м/т	0,025	3000	22	66,0
Реле пиротехническое РП-8	шт./т	0,0004	48	260	12,48
Электродетонатор ЭД-3Н	шт./т	0,00016	19,2	230	4,416
Неэлектрические системы (НСВ)	шт./т	0,055	6600	650	4290,0
Коронки буровые Д-89	шт./т	0,000068	8,16	70 000	571,2
1. Материалы на отвалообразование					
Бульдозер					
Дизтопливо	кг/тыс. м ³	43,48	3870	92	356,0
Моторное масло	кг/тыс. м ³	2,609	232	1000	232,0
2. Транспортировка руды на рудный склад а/самосвалами г/п 21 т					

1. ГСМ					
Дизтопливо	л/т	0,16	19200	70	1344,0
Различные масла	л/т	0,03	3600	1000	3600,0
2. Материалы					
Шины, на 1000м ³ г/массы	шт.	0,002	0,6	500 000	300,0
Аккумуляторы, на 1000м ³ г/м	шт.	0,065	2	70 000	140,0
Погрузчик	л/т	0,1	12 000	70	840,0
ИТОГО:					17024,0
Неучтенные, 20%					3405,0
ВСЕГО:					20429,0

15.4 Калькуляция себестоимости добычи полезных ископаемых

Таблица 15.6 – Калькуляция себестоимости 1 т добычи полезного ископаемого

Наименование	Итого затрат, тыс. тг	Затраты на 1 т руды, тг/ т
Капитальные затраты на горные работы	1 189 000,0	2083,7
Капитальные затраты на строительство производственных зданий и сооружений на поверхности рудника	1 569 960,0	1046,64
Заработная плата рабочих	168323,0	1403,0
Заработная плата ИТР	120600,0	1005,0
Расходы на материалы	20429,0	170,0
Затраты на охрану труда и экологию	1200,0	10,0
Итого:	3 069 512,0	5718,0
Затраты на электроэнергию, 5%	153476,0	286,0
Всего:	3 222 988,0	6004,0

Себестоимость добычи руды $C = 6004$ тг/т.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Подземная отработка месторождения золотосодержащих руд «Майкаин С», с использованием новой техники и технологии добычи руды подземным способом, на настоящий период времени и с перспективой на будущие 9 лет, позволит обеспечить подъем экономики Республики Казахстан за счет пополнения государственного запаса благородными металлами.

При условии соблюдения безопасных методов труда, мероприятий по охране недр, использования оптимального оборудования и соблюдения квалифицированной организации труда, обеспечение заданной производственной мощности предприятия будет находиться в допустимых пределах.

Горно-геологические и горнотехнические условия залегания месторождения «Майкаин С» весьма благоприятны для эффективной добычи полезного ископаемого, а возможный прирост запасов в результате доразведки и экспло-разведки позволит увеличить срок службы рудника в 1,5-2 раза, тем самым повысить рентабельность производства на 40-50 процентов.

Разделы касающиеся поверхностного строительства, ремонтного хозяйства, вспомогательного транспорта, цехов и оборудования, а также другие разделы, требуемые СН РК 1.02-03-2011 «Порядок разработки, согласования, утверждения и состав проектной документации на строительство» будут выполняться на стадии РД (рабочая документация).

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Руководство по проектированию подземных горных выработок и расчету крепи, 1983 г.
2. Заславский Ю.З. Крепление подземных сооружений.
3. Руководство по применению типовых сечений горных выработок для рудников цветной металлургии СССР.
4. Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы. Утвержденные приказом Министра по инвестициям и развитию Республики Казахстан от 30 декабря 2014 года № 352.
5. Н. М. Покровский. Технология строительства подземных сооружений и шахт. Ч.1, М.1977.
6. Требования промышленной безопасности при взрывных работах, МЧС РК, 2007 г.
7. Инструкция по обеспечению безопасной перевозки опасных грузов автомобильным транспортом.
8. СНиП 2.04.02-84* «Водоснабжение. Наружные сети и сооружения»
9. СНиП-II-A. 5-70. Противопожарные нормы проектирования зданий и сооружений.
10. 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 .
11. Руководство по составлению проектов противопожарной защиты шахт цветной металлургии.
12. СНиП 3.02.03-84. Подземные горные выработки.
13. Инструкция по комплексному обеспыливанию подземных рудников цветной металлургии.
14. Нормы технологического проектирования компрессорных станций и воздухопроводных сетей.
15. Правила устройства и безопасной эксплуатации стационарных компрессорных установок, воздухопроводов и газопроводов.
16. СНиП 3.05.05-84 «Технологическое оборудование и технологические трубопроводы.
17. Руководство по составлению проектов противопожарной защиты рудников (шахт).
18. Варатов А.О. Расчет параметров технологических процессов, подземной добычи руд. М.: Недра, 1985.
19. СНиП РК 2.02-05-2009. Пожарная безопасность зданий и сооружений. Астана, 2010.

20. Дуганов Г. В., Баратов Э. И. Тепловой режим рудников, Госгортехиздат, 1963.
21. В.И.Фомичев, Вентиляция тоннелей и подземных сооружений.
22. Временная инструкция по проектированию вентиляции при проходке и углубке стволов. Харьков, 1981.
23. Правила устройства электроустановок (ПУЭ). Издания VI, VII.
24. Инструкция по проектированию электроснабжения промышленных предприятий. СН 174-75, М., 1976.
25. Инструкция по проектированию силового и осветительного оборудования промышленных предприятий. СН 357-77, М., 1976.
26. Указания по расчету электрических нагрузок. Тяжпромэлектропроект, М., 1990.
27. РД.34.21.122-87 «Инструкция по устройству молниезащиты зданий и сооружений»
28. Отраслевая инструкция по определению, нормированию и учету потерь и разубоживания руды и песков на рудниках и приисках Министерства цветной металлургии СССР. МЦМ СССР, 1975 г.
29. Методические указания по нормированию, определению и учету потерь и разубоживания золотосодержащей руды (песков) при добыче, г. Иркутск, 1994 г.
30. Типовые методические указания по определению, нормированию, учету и экономической оценке потерь твердых полезных ископаемых при их добыче. М., 1972 г.
31. Методика расчета междукammerных целиков (МКЦ). ВНИМИ, 1987.
32. Методические указания к экологическому обоснованию проектов кондиций на минеральное сырье. ГКЗ РК, 1995.
33. Временная Инструкция о порядке проведения оценки воздействия намечаемой хозяйственной деятельности на окружающую среду (ОВОС) в Республике Казахстан (РНД 03. 02.01 – 1993).
34. Пособие по составлению проекта «Охрана окружающей среды» СНиП 1.02.01.85.
35. Малахов Г. М. Управление горным давлением при разработке рудных месторождений Криворожского бассейна. - К.: Наукова думка, 1990. - 194 с.
36. Чернокур В. Р., Шкробко Г. С, Шелегеда В. И. Добыча руд с поэтажным обрушением. - М.: Недра, 1992. - 255 с.
37. ГОСТ 1516.1-76 - Электрооборудование переменного тока на напряжении от 3 до 500 кВ
38. ГОСТ 183-77 – Машины электрические вращающиеся
39. ГОСТ 15150-69 – Машины, приборы и другие технические изделия