МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет имени К.И. Сатпаева

Кафедра «Горное дело»

Капизов Рустем Кайратович

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломному проекту

На тему: Проект разработки рудника Акбакай

Специальная часть: Горно-капитальные работы при разработке Акбакайского месторождения

5В070700 – «Горное дело»

Алматы 2020

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет имени К.И. Сатпаева

Кафедра Горное дело

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ

Зав. кафедрой Горное дело
_____К. Б.Рысбеков
«___ » _____2020г.

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
к дипломному проекту

На тему Проект разработки рудника Акбакай

__5В070700 Горное дело_____
(шифр и наименование специальности)

Выполнил: Капизов Р. К.

Научный руководитель Бахмагамбетова Г.Б. лектор
(уч. степень, звание)

_____
(подпись)

«___ » _____2020г.

Алматы 2020

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет имени К.И. Сатпаева

Институт Геологии, нефти и горного дела

Кафедра Горное дело

Шифр и наименование специальности 5В070700 Горное дело

ЗАДАНИЕ
на выполнение дипломного проекта (работы)

Студенту Капизову Рустему Кайратовичу
Тема Проект разработки рудника Акбакай

Утверждена приказом по университету № __от "____"_____
Срок сдачи законченного дипломного проекта (работы) «15» мая 2020 г.
Исходные данные к дипломному проекту (работе): Материалы преддипломной практики и данные из геологической характеристики месторождения
Перечень подлежащих разработке в дипломном проекте вопросов
а) Геология месторождения, выбор метода разработки, вскрытие и подготовка.
б) Система разработки месторождения, рудничный транспорт, генер.план пов.
Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей): Геологическая карта месторождения, схема вскрытия, система разработки, генеральный план поверхности рудника.
Рекомендуемая основная литература: Агошков М.Н., Борисов С.С., Боярский В.А. Разработка рудных и нерудных месторождений. - М.: «Недра», 1998, Байконуров О. А. Классификация и выбор методов подземной разработки месторождений. Алматы, 2002, Раскильдинов Б.У. Системы подземной разработки рудных месторождений. – Алматы, 1997, Битимбаев М.Ж., Шапошник Ю.Н., Крупник Л.А. Взрывное дело. Учебник – Алматы, 2012.

ГРАФИК
подготовки дипломного проекта (работы)

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю и консультантам	Примечание
Вскрытие и подготовка	02.04.2020	
Выбор системы разраб.	12.04.2020	
Специальная часть	25.05.2020	
Рудничная аэрология	05.05.2020	
Экономич.часть	12.05.2020	

Подписи
консультантов и нормоконтролера на законченный дипломный проект (работу)
с указанием разделов проекта (работы)

Наименования разделов	Научный руководитель, консультанты, И.О.Ф. (уч. степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Геологическая часть	Бахмагамбетова Г.Б., магистр, лектор	01.04.2020	
Вскрытие и подготовка	Бахмагамбетова Г.Б., магистр, лектор	11.04.2020	
Система разработки	Бахмагамбетова Г.Б., магистр, лектор	20.05.2020	
Специальная часть	Бахмагамбетова Г.Б., магистр, лектор	25.05.2020	
Рудничная аэрология	Бахмагамбетова Г.Б., магистр, лектор	05.05.2020	
Нормоконтроль	Абен Е.Х. канд. техн. наук, лектор	18.05.2020	

Дата выдачи задания 27 марта 2020 г.

Заведующий кафедрой _____ _____ К. Б. Рысбеков
(подпись)

Научный руководитель _____ Г.Б. Бахмагамбетова
(подпись)

Задание принял к исполнению студент _____ Р.К. Капизов
(подпись)

Дата "28"___марта_____ 2020 г.

СОДЕРЖАНИЕ

	Введение	
1	Краткая горно-геологическая характеристика месторождения Акбакай	9
1.1	Общие сведения о месторождении	9
1.2	Геологическое строение рудного поля месторождения	9
1.3	Гидрогеологические условия разработки месторождения	12
1.4	Подсчет промышленных запасов	13
2	Метод разработки	14
2.1	Выбор метода разработки	14
2.2	Основные параметры рудника	14
2.3	Срок существования подземного рудника	14
3	Вскрытие и подготовка месторождения	15
3.1	Выбор рационального способа вскрытия месторождения	15
3.2	Выбор способа подготовки шахтного поля	15
3.3	Определение местоположения основной вскрывающей выработки	16
4	Система разработки месторождения	17
4.1	Выбор системы разработки по методике академика О.А. Байконурова	17
4.2	Описание системы разработки с магазинированием руды	17
5	Специальная часть	19
5.1	Горно-капитальные работы при разработке Акбакайского месторождения	19
5.2	Исследования действия взрыва при проходке горно-капитальных выработок	24
6	Рудничный транспорт	27
6.1	Выбор вида и средств транспортирования руды	27
6.2	Техника безопасности при работе рельсового транспорта	27
7	Энергоснабжение шахты	28
7.1	Вид и характеристика применяемого оборудования	28
7.2	Техника безопасности	29
8	Рудничная аэрология	30
8.1	Выбор способа и схемы проветривания рудника	30
8.2	Расчет необходимого количества воздуха	30
8.3	Определение общешахтной депрессии	30
8.4	Выбор вентилятора главного проветривания	31
9	Охрана труда	32
9.1	Анализ опасных, производственных и природных факторов	32

9.2	Мероприятия по охране труда	32
9.3	Борьба с обрушением кровли	33
9.4	Меры безопасности эксплуатации подземного склада взрывчатых веществ	33
10	Генеральный план поверхности шахты	35
10.1	Общие сведения	35
11	Экономическая часть	36
11.1	Методика определения технико-экономической эффективности	36
11.2	Организация и управление производством	36
	Заключение	37
	СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ	38
	Приложения	40

АННОТАЦИЯ

Тема дипломного проекта – «Проект разработки рудника Акбакай». В рамках дипломного проекта рассмотрены вопросы подземной добычи золоторудного месторождения Акбакай системой разработки с магазинированием руды и шпуровой отбойкой.

Задача состоит в обосновании схем вскрытия и подготовки, в выборе системы подземной разработки и схемы проветривания рудника, а также рудничного транспорта, вопросов охраны труда для проектируемого рудника.

Исходя из поставленной задачи, в дипломном проекте проанализированы горно-геологические и горнотехнические факторы разработки рудника и произведены расчеты по основным параметрам рудника, с использованием результатов исследовательских работ отечественных и зарубежных ученых. В ходе дипломного проектирования установлены оптимальные технологические параметры отработки запасов проектируемого рудника.

АҢДАТПА

Дипломдық жобаның тақырыбы – «Ақбақай кенішін игеру жобасы». Дипломдық жобалау барысында Ақбақай алтын кенорнын жерастылық әдіспен, кенді шпурлармен уатып қоймалап қазу жүйесі арқылы игеру мәселелері қарастырылған.

Жобалауға кенішті ашу және даярлау сұлбаларын негіздеу, кенішті жерастылық қазу жүйесі мен кенішті желдету сұлбасын, кеніш көлігін таңдау, сонымен бірге жобаланып отырған кеніштегі еңбекті қорғау шараларын негіздеу міндеттері қойылды.

Жобалау міндеттеріне негізге ала отырып, дипломдық жобада кенішті қазудың кен-геологиялық және кентехникалық факторлары талданды және отандық және шет елдік ғалымдардың зерттеу жұмыстарының нәтижелерін пайдалана отырып кеніштің негізгі параметрлері есептелді. Дипломдық жобалау кезінде жобаланып отырған кеніштің кен қорын қазып алудың оңтайлы технологиялық параметрлері анықталған.

SUMMARY

The topic of the diploma project is "Akbakai Mine Development Project." Within the framework of the diploma project, the issues of Akbakai gold ore deposit underground mining were considered by the development system with ore storage and hole breaking.

The task is to justify the opening and preparation schemes, to select the underground development system and the ventilation scheme of the mine, as well as mine transport; labor safety issues for the designed mine.

Based on the set task, the diploma project analyzed mining-geological and mining technical factors of mine development and made calculations on the main parameters of the mine, using the results of domestic and foreign scientists‘research works. During the diploma design, optimal technological parameters of the designed mine reserves’ development have been established.

ВВЕДЕНИЕ

Развитие горнорудной промышленности – полиметаллической, цветных и благородных металлов играет огромную роль в создании материально-технической базы Республики Казахстан. Наша страна переходит к грандиозным объемам горных работ, исчисляемых миллиардами кубических метров в год. Осуществление таких намеченных программ развития и совершенствования горнорудной промышленности произойдет в результате преимущественного развития подземного способа разработки рудных минералов как наиболее экономичного и эффективного.

В дипломном проекте рассмотрены актуальные вопросы подземной выемки золотоносных руд месторождения «Акбакай». При отработке жильных рудных тел на рудниках широко применяются системы разработки с магазинированием руды. На Акбакайском месторождении в настоящее время горные работы достигают глубины до 600 м.

В настоящем проекте рассмотрена отработка маломощных рудных тел месторождения «Акбакай».

Проект изложен на 40 страницах, содержит 20 таблиц и 15 рисунков, а также приложения к дипломному проекту.

1 Горно-геологическая характеристика месторождения Акбакай

1.1 Общие сведения о месторождении

Золоторудное месторождение Акбакай располагается в Мойынкумском районе Жамбылской области Республики Казахстан. В непосредственной близости от месторождения находится одноименный поселок. С ближайшей железнодорожной станцией Кияхты (110 км к юго-востоку от месторождения) поселок связан автомобильной дорогой через поселок Мирный. Районный центр поселок Мойынкум располагается в 80 км к югу от поселка Акбакай [1].

Железная дорога Моинты-Чу и автомобильная трасса Алматы-Балхаш проходят в 85 км к востоку, а асфальтированная шоссейная дорога Фурмановка-Берлик-Мойынкум в 90-110 км к югу и юго-западу от месторождения. Рельеф района равнинно-мелкосопочный, относительные превышения достигают 20-30 м, абсолютные отметки – 465-490 м.

Обводненность района слабая. Реки-саи имеют поверхностный сток в период весеннего снеготаяния. Постоянный водосток реки Чу, протекает в 65 км к юго-западу от месторождения [2].

Климат района резко континентальный, засушливый. Часты сильные ветры, преимущественно северо-восточного направления.

Среднегодовая температура воздуха составляет плюс 5-6 ˚С при амплитуде колебаний от -15 ˚С в январе до +25 ˚С в июле. Сумма годовых осадков 200-300 мм. Лето сухое, жаркое. Продолжительность жаркого периода 4,5-5 месяцев. Зима малоснежная, с частыми оттепелями. Устойчивый снеговой покров толщиной 0,3-0,4 м держится с декабря по февраль.

Район практически не заселен, используется для отгонного животноводства и экономически находится в стадии освоения за счет развития горнодобывающей и горно-перерабатывающей промышленности.

Лицензия на разработку месторождения Акбакай выдана ОАО «АК Алтыналмас» (МГ №382 от 10.09.95 г.) и разработка ведется на основании Контракта на проведение операций по недропользованию (Акт регистрации №68 от 15.10.95 г.) и Дополнения к Контракту №823 от 11.12.01г [3].

Оператором по разработке Акбакайского месторождения является ОАО «Акбакайский ГОК» на условиях отдельного договора с недропользователем.

1.2 Геологическое строение рудного поля месторождения

В региональном плане территория Акбакайского рудного поля относится к Чу-Илийскому рудному поясу. Кроме Акбакая, в рудном поле располагаются золоторудные месторождения Бескемпир, Аксакал, Кенжем, Думан-Шуак, Самородковое, Карьерное, Кенгир и ряд рудопроявлений (рисунок 1) [3].

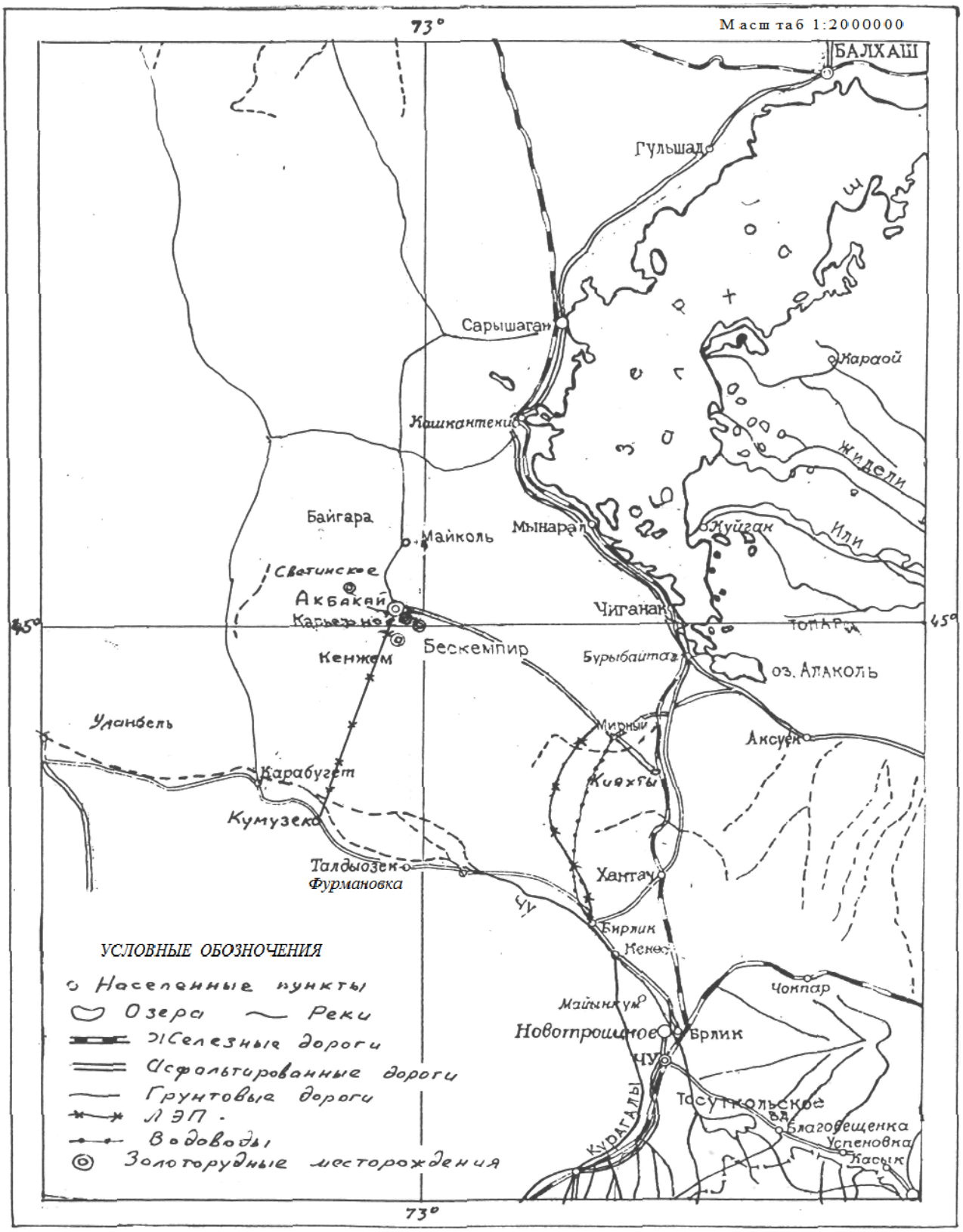


Рисунок 1 – Обзорная карта Акбакайского рудного поля

Одним из главных элементов Чу-Илийского рудного пояса представленных в различной степени серпентинизированными перидотитами, дунитами и пироксеновыми дунитами. Месторождение хромитов являются уникальными не только по масштабам запасов, но и по качеству руд.

Нижнекаменнорудная свита, согласно залегающая на фаменских отложениях, представлена карбонатными породами нижнего турне, расчлененными сверху на четыре горизонта: второй перемеживающийся, первый перемеживающийся, искристый, базальный. Мощность этих горизонтов от 40-80 до 400-510 м, общая мощность свиты достигает 480-690 м.

Мезозой-кайнозойские отложения представлены красно цветными песчано-глинистыми отложениями верхнего мела, рыхлыми валлуниками, глинами песками, слабо сцементированными конгломератами, палевыми известями раннего четвертичного возраста, аллювиальными, делювиальными и субаэральными отложениями позднего четвертичного периода. Они перекрывают среднепалеозойские горные отложения на водоразделениях и к югу от месторождения [2].

В 250-300 м к югу от Акбакайского разлома протягивается субпараллельно ему Бескемпирский разлом, с которым связано несколько маломощных рудных тел (Южная рудная зона), к настоящему времени отработанных. Все рудные тела на месторождении залегают в интрузиве гранодиоритов и только одно (жила Тукеновская) частично локализуется в песчаниках ордовика. Разведано на месторождений около 10 жил с балансовыми рудами промышленных категорий: Главная, Фроловская, Тукеновская, Октябрьская, Юбилейная-60, Пологая-1, Пологая-6, Глубинная, Южная-1, Южная-2, Кроме этих жил разведаны три жилы с забалансовыми рудными массами: Пологая-4, Золотая, Диагональная. Ниже горизонта 76 м промышленное оруденение представлено балансовыми полезными компонентами жил Юбилейная - 60, Пологая - 1 и Фроловское. Углы падения в этой части месторождения варьируют: у жилы Юбилейная - 60 - от 30 до 61°, преимущественно от 40 до 50º; у жилы Пологая-1 - от 35 до 46º, преимущественно 39-40º ; у жилы Фроловская - от 69 до 87º , преимущественно от 73 до 77º [4]. Согласно «Правилам технической эксплуатации рудников, приисков и шахт, разрабатывающих месторождения цветных, редких и драгоценных металлов» (1981 г.), жилу Фроловскую следует отнести к крутопадающим, а жилы Юбилейная-60 и Пологая-1 - к наклонным рудным телам (приложение А, рисунок А.1).

Поперечное строение и содержание названных жил довольно простое. Центральная часть месторождений сложена одной, реже двумя стержневыми кварцевыми жилами небольшой мощности (первые десятки см). Рудные залежи окантовываются полосами золотонесущих березитов мощностью до 3,0, реже более метра. В контур рудного тела может входить и гидротермально измененная до состояния березитов часть дайки. Контакты кварцевых жил с березитами, а березитов с гранодиоритами достаточно четкие, выделяются визуально, часто

маркируются тонкими трещинками с глинкой трения. Иногда по простиранию кварцевая жила имеет пережимы, вплоть до полного исчезновения. Рудное тело представлено только березитами, как правило, с умеренным оруденением.

Форму рудных тел месторождения Акбакай можно характеризовать как довольно предостаточную, но непостоянную по мощности. Коэффициенты вариации мощности составляют 40-75%. При этом распределение золота в рудных телах крайне неравномерное, его коэффициенты вариации составляют 150-270%, в отдельных выборках достигают 360%.

По сравнению с отработанной частью месторождения в нижней его части, особенно ниже горизонта 76 м, имеет место относительное увеличение числа проб с низкими содержаниями золота (до 4,0%), что отвечает общей тенденции снижения его содержания на глубину [4].

1.3 Гидрогеологические условия разработки месторождения

Гидрогеологические условия территории восточного фланга являются простыми и сходными с месторождением «Акбакай». Воды трещинные с минерализацией 1,3-3 г/л сульфатно-хлоридно-натриево-кальциевые, очень жесткие - общая жесткость 7,8-27,2 мг/экв/л, при карбонатной жесткости 2,5-2,8 мг/экв/л. РН их равна 7,6-7,95. Обводненность слагающих пород незначительная. Водопритоки при проходке шурфа 25 и штольни 1 не превышали 3-5 м3/час. Фактический водоприток в ствол существующей на «Акбакае» шахты из всех горизонтов на 2002 г. в среднем составляет 25 $м^3$/час. Фильтрационные свойства пород низкие, средний коэффициент фильтрации составляет 0,17 л/сут [2].

Вмещающие породы и руды отличаются высокой крепостью и устойчивостью. Среднее значение прочности на сжатие у гранодиоритов составляет 1380 $кг/см^2$, у ороговикованных песчаников 1629 $кг/см^2$, у кварцевых руд 1700 $кг/см^2$, у березитов 1278 $кг/см^2$, у лампрофиров 918 $кг/см^2$. Величины коэффициентов крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова составляют: гранодиориты 14-16, ороговикованные песчаники 16, кварцевые руды 16-18, березиты 11-14, лампрофиры 11-12.

Средний объемный вес руды составляет 2,73 $т/м^3$, вмещающих пород 2,7 $т/м^3$, коэффициент разрыхления руды и породы 1,6. По показателю абразивности породы и руды относятся к классу среднеабразивных,

Руды не склонны к слеживанию, размоканию, вспучиванию, самовозгоранию, оплыванию. Породы и руды не газоопасны, по содержанию свободного кремнезема (35-40%) относятся к силикозоопасным. Радиационная опасность отсутствует.

Естественная влажность пород и руд не превышает 1,5%.

Все вышеперечисленные показатели подтверждены практикой эксплуатационных работ на месторождении.

На верхних горизонтах месторождения установлены грунтовые и трещинные воды. Мощность зоны открытой трещиноватости 50-60 м, макси-

мальная глубина развития трещиноватости 290 м. Уровень подземных вод отмечается на глубине 0,2-16 м. Водообильность пород низкая, дебиты скважин не превышают 0,1 л/с [3].

Исходные геологические данные для выполнения проекта

Длина рудного тела по простиранию, $L_{пр}$ ……. 1300 м;

Длина рудного тела по падению, $l_{пад}$……... 700 м;

Уголь залегания рудного тела, α ……. 60^0;

Мощность рудного тела, $m_{ср}$……. 5 м;

Мощность наносов от дневной поверхности

до рудного тела, $h_н$ …… 170 м;

Плотность руды, γ …..……... 2,7 т/м^3;

Коэффициент разубоживания, ρ …… 0,96.

1.4 Подсчет промышленных запасов

Балансовые запасы месторождений составляют 12 285 000 т, а извлекаемые запасы с учетом потери и разубоживания составили 11 770 000 т.

Расчеты по определению балансовых и извлекаемых запасов месторождений приведены в приложении Б.

2 Метод разработки

2.1 Выбор метода разработки

При выборе метода разработки необходимо проанализировать возможность комбинированного способа разработки: верхнюю часть рудных тел – открытым способом с последующим переходом на подземный способ отработки [5].

Для выбора наиболее рационального способа разработки необходимо определить граничный коэффициент перехода от открытого способа разработки к подземному способу разработки.

Оптимальная (предельную) глубина открытых горных пород определена по формуле профессора Б.П. Боголюбова [5] и составила 45 м.

Из условия того, что глубина карьера составляет 45 метров, а мощность наносов от дневной поверхности до рудного тела, $h_н$ = 170 м принимаем решение, что разработку месторождения целесообразно вести подземным способом. Расчет приведен в приложении В.

2.2 Основные параметры рудника

Годовая производственная мощность рудника по добыче руды как правило, устанавливается до начала его строительства, в период проектирования рудника. [6, 7].

Принятая годовая производственная мощность оказывает влияние на основные элементы строящегося горного предприятия:

- размеры сечения горных выработок;
- на типы и мощность используемого горного оборудования;
- на характер, конструкцию и размеры технических и хозяйственных сооружений и зданий и другие [6,8].

Результаты расчетов показателей основных параметров рудника приведены в приложении В.

С учетом развития технологий добычных работ годовая производственная мощность принята 1 млн.т. в год.

2.3 Срок существования подземного рудника

Фактический срок существования рудника, как правило, оказывается больше расчетного ввиду того, что в начале рудник несколько лет работает с неполной производительностью, за ряд лет достигая принятую проектом мощности, в конце срока существования производительность рудника затухает постепенно, также в течение нескольких лет. Кроме того, нередко за время разработки месторождения разведкой выявляются дополнительные запасы руды, и тогда срок существования рудника увеличивается [6,7].

3 ВСКРЫТИЕ И ПОДГОТОВКА МЕСТОРОЖДЕНИЯ

3.1 Выбор рационального способа вскрытия месторождения

Выбор варианта вскрытия месторождения сводится к определению типа, числа, места заложения, формы и площади поперечного сечения вскрывающих выработок, их назначения, шага проходки стволов, числа одновременно вскрываемых горизонтов и порядка ведения горных работ для вскрытия запасов месторождения в зависимости от горно-геологических условий, уровня развития техники и технологии, основных требований, предъявляемых к вскрытию.

Эта задача, как правило, решается методом сравнения вариантов. Первоначально намечаем технически возможные варианты вскрытия месторождения, а из них в результате логического сравнения, отбираем два-три конкурентоспособных способов вскрытия. По каждому из отобранных вариантов обосновываем его элементы и параметры, определяют основные показатели [8,9].

Для вскрытия рассматриваемого месторождения могут быть применены следующие варианты:

1 вариант: Вскрытие за зоной сдвижение горных пород основным вертикальным стволом в лежачем боку и этажными квершлагами (приложение Г., рисунок Г.1).

2 вариант: Вскрытие за зоной сдвижение горных пород основным вертикальным стволом в лежачем боку и с переходом на слепой вертикальный ствол (приложение Г., рисунок Г.2).

Известно, что рациональная схема вскрытия и подготовка месторождений позволяет надежно эксплуатировать месторождения, значительно уменьшить объем горно-капитальных работ, сократить сроки подготовки этажей и снизить удельные капитальные затраты.

Критерием сравнительной оценки служит минимум приведенных затрат [9].

В результате анализа расчетов технико-экономических показателей двух вариантов и по минимуму приведенных затрат принимаем способ вскрытия вертикальным стволом с переходом на слепой вертикальный ствол.

Результаты расчетов выполненная методом сравнения вариантов приведены в приложении Г.

3.2 Выбор способа подготовки шахтного поля

В зависимости от горно-геологических условий залегания залежей и принято системой разработки и доставкой руды вертикальная высота этажа принято 50-70 м. Наклонная высота этажа в пределах 60-80 м, что соответствует оптимальным условиям доставки руды мощными двух барабанными скреперными установками или малогабаритными погрузочно-

доставочными оборудованиями. На вышележащих горизонтах принята простая рудная подготовка. Откаточные штреки пройдены по контакту с лежачим боком. С увеличением производительности рудника и интенсивности горных работ и рудничного транспорта на нижних горизонтах переходит к смешанной подготовке, т.е. рудными и полевыми штреками [9].

3.3 Определение местоположения основной вскрывающей выработки

Оптимальное расположение основной вскрывающей выработки в пределах шахтного поля влияют на эффективность подземной разработки полезных ископаемых. Минимальная работа транспорта обеспечивается, если общая работа по транспортировке полезного ископаемого по откаточным выработкам выраженная произведением груза на расстояние, для всего шахтного поля будет наименьшей [6, 7, 8].

Аналитический метод академика Л.Д.Шевякова является самым распространенным методом в практике проектирования место расположения основной вскрывающей выработки. По методике Л. Д. Шевякова - основная вскрывающая выработка должна располагаться таким образом, чтобы работа по перемещению всех подземных грузов (горнорудных масс) в течение всего времени эксплуатации шахты была минимальной (рисунок Г.3, в приложении Г).

Результаты расчетов по определению места заложения основного ствола приведены в приложении Г.

4 Система разработки месторождений

4.1 Выбор оптимальной системы разработки по методике академика О.А. Байконурова

В процессе изыскания к выбору систем разработки предъявлялись следующее основные требования [9, 10]:

- максимальное извлечение полезного ископаемого из недр с высокими технико-экономическими показателями;
- обеспечение заданной производительности шахты с учетом возможного увеличения её;
- наибольшая безопасность выполнения проходческих и добычных работ.
- создание условий добычи руд, склонных к слеживанию.

Особое внимание уделено на создание конструкции системы разработки, позволяющих широко применять механизацию и автоматизацию основных процессов с использованием серийно выпускаемого горного оборудования, а также быстро перестраивать элементы системы подземной разработки для условий применения перспективных средств механизации.

Согласно литературным данным на сегодняшнее время известно значительное количество методик, предназначенных к выбору оптимальной системы подземной разработки. Одна из распространенных методик, методика академика О.А. Байконурова, основана на признаках – по типу фронта работы этажа: сплошные, камерные, блоковые и комбинированные [6,9,10].

В первом этапе исследуем влияние горно-геологических и горнотехнических факторов на выбор системы разработки (приложения Д., таблица Д.1.)

По методике академика Байконурова производим методом сравнительной оценки с учетом совокупности критериев оптимальности (приложения Д., таблица Д.2.)

Система разработки с магазинированием руды выбран в качестве оптимальной системы разработки для проектируемого рудника по показателю наименьшей норме вектора.

Результате расчетов выбора системы разработки по методике академика О.А. Байконурова приведены в приложении Д.

Недостатками системы разработки с магазинированием руды являются большое разубоживание за счет вывалов породы висячего бока, омертвление расходов на магазинированием отбитой руды и т.д.

4.2 Описание системы разработки с магазинированием руды

Система разработки с магазинированием руды блоками можно применить для отработки крутопадающих рудных тел, залегающих во вмещающих породах средней устойчивости. Руда должна быть устойчивой, не склонной к слеживаемости и окислению [9,10,11].

Высота блока ограничена высотой рудного горизонта, принятой по 48м. Блок располагается по простиранию рудных тел, и длина из условия обнажения пород висячего бока составляет 50м. Блок по высоте от отработанного и заложенного блока верхнего горизонта разделяется сплошным временным целиком (потолочиной) толщиной 5-6м, рассчитанным на поддержание веса закладочного массива.

Рудничное поле, подготовленное этажным способом, разделяется на отдельные выемочные блоки, запасы которых отрабатываются камерами с отбитой руды шпурами из буровых восстающих, выпуском и люковой погрузкой, и управлением кровли замагазинированной рудой и междукамерными и междуэтажными целиками.

Подготовительными выработками являются полевые откаточные и вентиляционные штреки, короткие заезды, погрузочные камеры, блоковые восстающие. Нарезные выработки – проходка на уровне кровли откаточного штрека, подсечного штрека высотой 2,0-3 м на всю мощность рудного тела и на всю длину камеры. Далее нарезают первый потолкоуступный забой и развивают очистные работы, которые заключаются в бурении горизонтальных шпуров глубиной до 4 – 5 метров. Отбитую руду выпускают частично. Отработку запасов камеры, блока производят до подштрекового целика. После чего, всю замагазинированную руду выпускают на горизонт погрузки и доставки [10,11].

Установление нагрузки на очистные забой. Нагрузка на очистные забои определяется исходя из ранее достигнутого уровня добычи. Это объясняется отсутствием в многих методиках метода определения технически обоснованной нагрузки на очистные забои. В методике, основанной на уровень добычи руд, нагрузка на комплексно-механизированный забой устанавливается путем расчета возможного числа производственных циклов в течение рабочих суток, определяемого технической характеристикой оборудования, физико-механическими свойствами руды и породы и организацией работ в забое, с последующей проверкой по фактору вентиляции. При определении времени на выполнение производственного цикла в конкретных условиях технически обоснованную скорость подвигания забоя рекомендуется устанавливать на основе учета удельных энергозатрат на разрушение горного массива.

5 Специальная часть

5.1 Горно-капитальные работы при разработке Акбакайского месторождения

При подземной разработке рудных месторождений горно-капитальные работы включают: строительство стволов и примыкающих к ним камер, углубку стволов, строительство камер и выработок околоствольного двора; проведение основных капитальных выработок (квершлагов, откаточных, транспортных и вентиляционных выработок, капитальных рудоспусков и др.). При строительстве нового горнодобывающего предприятия объём горно-капитальных работ предопределяется обеспечением его полной проектной мощности или мощности отдельной очереди (при сдаче предприятия по этапам). В процессе реконструкции горнодобывающего предприятия работы, связанные со строительством новых или углубкой действующих стволов, проведением основных капитальных выработок на новом и действующих горизонтах, также относятся к горно-капитальным работам [12].

Вскрытие горизонтов капитальными выработками на проектируемом Акбакайском руднике принято через 60 м. Принята этажная подготовка и она осуществляется штреками на горизонтах.

На проектируемом руднике к горно-капитальным выработкам отнесены подземные выработки проводимые для вскрытия рудного тела, для отработки запасов месторождения, все вскрывающие горные выработки: главные вертикальные стволы как вскрывающие выработки, вертикальный слепой ствол, квершлаги проводимые от основных стволов и не имеющие выхода на поверхность, наклонные или вертикальные вентиляционные восстающие проводимые для вентиляции добычных участков, околоствольные и камерные выработки (насосные камеры, камеры электроподстанций и т.д.). К камерным выработкам также относятся дозаторные камеры, камеры дробильных установок, электровозные депо, склады взрывчатых материалов, рудо и породоспуски, участковые трансформаторные подстанции (УТП), участковые понизительные подстанции (УПП), производственно-хозяйственные камеры.

Перечень проводимых горно-капитальных выработок на проектируемом руднике и их объемы приведены в таблице 5.1.

Техническая характеристика основного вертикального ствола

Форма сечения ствола - прямоугольная;

Размеры ствола: в свету 5,4 × 6,5 м;

в проходке 5,2 × 6,2 м;

Площадь сечения: в свету - 11,5 м^2, в проходке - 12,20 м^2;

Вид крепления - набрызгбетон; М300, класс прочности В 25;

Толщина крепи – 60-65 мм.

Армировка ствола металлическая или с жесткими и канатными проводниками. Тип вида армировки выбран с учетом капитальных и эксплуатационных расходов.

Проходку технологических участков вертикальных стволов следует производить при помощи комплекса передвижного проходческого оборудования. Глубина проходки должна быть определена по паспорту проходки ствола из условий размещения проходческого оборудования в стволе шахты [13].

Углубка ствола ведется обычным буровзрывным способом по совмещенной схеме с проходкой и армировкой ствола. Для подъема горной массы принято передвижная подъемная машина ППМ 2 × 1,5 А. Выдача породы осуществляется на поверхность. В качестве подъемного сосуда принята бадья БН-1,0 установленная в клетьевом отделении вертикального ствола. Направляющая рамка бадьи движется по клетьевым проводникам, служащим для перемещения в заданном направлении подъемных сосудов. Углубка слепого ствола для вскрытия нового горизонта осуществляют сверху вниз с использованием передвижной подъемной машины ППМ 2 × 1,5 А, и размещается в подземной камере для подъёмных машин.

Техническая характеристика подъемных машин ППМ 2 × 1,5 А:

- статистическое натяжение каната, кН – 61,7;
- максимальная скорость подъема, м/с – 5;
- диаметр и ширина барабана соответственно, мм – 2000 и 1500;
- мощность электродвигателя, квт - 400.

Техническая характеристика слепого ствола:

Форма сечения ствола - круглая;

Диаметр: в свету - 5,0 м;

в проходке - 4,6 м;

Площадь сечения: в проходке - 20,5 м;

Вид крепления - монолитный бетон М300, класс прочности В 25;

Толщина крепи - 300 мм;

Армировка ствола - комбинированная с рельсовыми проводниками Р-50, с поперечным сечением 65,93 см^2.

В стволе размещается одна клеть 21НВЗ,1АР на вагонетку ВГ-2,2, с подвесным устройством УП-25, лестничное и трубно-кабельное отделения, необходимое для размещения труб главного водоотлива, труб сжатого воздуха, силовых, и телефонных кабелей и др.

Бетонирование ствола осуществляется по бетонному ставу секционными самоцентрирующимися опалубками типа ОСД, с мощность привода 2,2 кВт, подвешенныюыми на трех проходческих лебедках ЛПЭП-10. Проходческие лебедки ЛПЭП-10, секционные самоцентрирующиеся опалубки и другое необходимое горно-проходческое оборудование устанавливается в рудном дворе у подъема основного и слепого ствола.

Технологические схемы проведения горизонтальных и наклонных протяженных выработок - буровзрывные и не отличаются от типовых правил проведения выработок.

Сечения горизонтальных выработок 16, 12 и 10 м^2. Размеры выработок определены с учетом размещения подвижного состава (вагонетки ВГ-4,5 и ВГ-2,2,

контактный электровоз К-14М), необходимых зазоров и размещения инженерных коммуникаций.

Вентиляционные восстающие углубляются снизу-вверх по мере понижения глубины разработки горных работ. Вентиляционные восстающие проходят с тремя отделениями: породное, лестничное и подъемное. Проходка осуществляется шпуровыми зарядами, в случае необходимости возводят крепь и устанавливают буровое оборудование. Проходческий цикл в первую очередь начинается с проходки забоя восстающего с отбойкой породы в кровле, зачисткой противоположных стенок и подошвы восстающего, осмотра и приведения забоя в безопасное состояние. Затем сооружается рабочий полок, с которого осуществляется бурение шпуров, после заряжания проходчики разбирают рабочий полок и покидают восстающий. После заряжения шпуров производят взрывание, проветривание и уборку породы, с различной продолжительностью во времени. После проходки восстающего с помощью комплекса проходки восстающих при необходимости возводят крепь для управления горным давлением, устанавливают буровое оборудование.

Проходка производится с использованием новейшего комплекса проходческого восстающего КПВ-1. Проходку вентиляционных восстающих с помощью КПВ-1 можно производить практически в любых условиях при наличии в забое пород средней устойчивости и устойчивых пород. В начале сооружаются камеры проходки восстающих, далее после установки и надежного раскрепления на почве камеры монтажной лебедки и подвески блока в заранее пробуренном шпуре. При проходке восстающих монтаж проходческого комплекса производится после установки и надежного раскрепления на почве выработок монтажной лебедки, а также после проходки необходимо разобрать и снять последовательно в направлении сверху вниз секции монорельса по восстающему, т.е. произвести демонтаж комплекса [13]. Для бурения шпуров используем телескопные перфораторы YSP-45 или ПТ-54.

Глубина шпуров и типы врубов определяются в зависимости от горно-геологических и горнотехнических условий массива, влияющих на размеры восстающего, количеством заряжаемых шпуров и утверждается мастером взрывником в установленном порядке.

Сооружение подземных камерных выработок.

К горным выработкам камерного типа относят выработки, площадь поперечного сечения составляет от 80 до 1000 м^2, длина камерных выработок равна от 150 до 600 м, ширина от 20 до 50 м, а высота достигает до 60 м. На проектируемом руднике на транспортных горизонтах предусмотрено сооружение и эксплуатация камерных выработок околоствольных дворов вертикального и слепого стволов с комплексом выработок, камера рудничного транспорта, склады ВМ, зал ожидания, камеры вентиляционных дверей, камеры вспомогательных производств и камеры участковых электро-трансформаторных подстанций. Отличительной особенностью конструкции крепи камерных выработок на проектируемом руднике является то, что все камеры закреплены комбинированной

крепью по всему контуру поперечного сечения камеры (монолитный железобетон и анкерами в сочетании с набрызгбетоном) [12].

Принимаемый вид крепления свода камерных выработок (податливая или жесткая) принимается с учетом устойчивости горных пород и ожидаемого давления свода пород на крепь выработки при проходке.

Размер и форма камер выбраны с учетом зазоров между крепью и транспортным оборудованием, размеров оборудования и техники безопасности.

Организационные работы при проходке горно-капитальных выработок. Для повышения темпа проходки горно-капитальных выработок в настоящем проекте рекомендуется снижать затраты времени на вспомогательные операции. Для того чтобы увеличить долю эффективного использования рабочего времени в забое в цикле проходки можно применить контурное взрывание удлиненных зарядов.

Тип крепления горно-капитальных выработок принимается с учетом типа горных пород и проявлением горного давления при проходке.

Проходка выработок должна осуществляться при наличии паспортов крепления и буровзрывных работ, плана вентиляции, которые разрабатываются горным мастером, инженером по вентиляции и утверждаются техническим директором рудника с соблюдением ЕПБ при разработке рудных месторождений подземным способом.

Бурение шпуров при проходке горизонтальных и камерных выработок производится ручными перфораторами ПП-54В2 с диаметром бурения 40 - 46мм или ПП-63В2 длиной 850 мм, с пневмоподдержкой П-2 и П - 3, при проходке восстающих для бурения шпуров - телескопные перфораторы YSP-45 или ПТ-54 телескопные перфораторы YSP-45 или ПТ-54

При проходке горизонтальных и камерных выработок шпуры диаметром 32 – 40 мм заряжаются патронированными ВВ вручную, а при использовании гранулита АС-8 или ее модификации повышенной водоустойчивости АС -8В предусматривается механизированное заряжание зарядчиком МЗ-4 или МЗ-8. Механизированное заряжание зарядчиками МЗ-4 или МЗ-8 должно осуществляться в строгом соответствии с правилами безопасности работ при механизированном заряжании ВВ в подземных выработках, утвержденными Комитетом по надзору за безопасным ведением работ в промышленности и горному надзору Республики Казахстан, а также инструкциями по эксплуатации зарядного оборудования [14].

При проходке горизонтальных и наклонных горных выработок зачистка отбитой горной породы производится погрузочной машиной типа 1ППН-5 грузится через консольный перегружатель ПСК-1 предназначенный для погрузки взорванной горной массы любой крепости и абразивности в вагонетки ВГ-4,5 или ВГ-2,2 для транспортировки.

Таблица 5.1 - Объемы горно-капитальных работ

Наименование	Длина, м	Сечение в проходке м^2	Объем, м^3
Углубка главного ствола	470	12,20	5 734
Сопряжения ствола с горизонтами	19,45	перем.	650
Армирование ствола	470		
Итого: Углубка главного ствола	470		6 384
Подземная камера	16,0	75,0	1 200
Канатный ходок	22,5	6	135
Копровая часть слепого ствола	18,90	21,5	406,35
Итого: Подъемный комплекс слепого ствола	57,4		1 741, 35
Слепой ствол	200	20,5	4 100
Сопряжение ствола (для размещения лебедок)	35,50	38,25	1 357,90
Сопряжение слепого ствола с горизонтами	60	перем.	2 560
Армирование слепого ствола	240		
Итого: Проходка слепого ствола	535,5		8 017,90
Околоствольный двор слепого ствола	110	14,5	1 595
Квершлаг главного ствола	89,35	8,2	732,67
Сопряжение (расширение квершлага главного ствола)			140
Итого:	199, 35		2467
Камера противопожарных дверей	24	12	288
Участковая насосная с водосборниками	160		520
Сопряжения	60,5		880
Камера трансформаторной подстанций	45		510
Электровозное депо	38,5		420
Склад ВМ	32		280
Камера инструментальной кладовой	8		80
Камера вентиляционных дверей (2 шт.)	10		120
Подземная уборная			150
Участковый пункт хранения ВМ			70
Вентиляционный восстающий №1	120	5,8	696
Квершлаг к вентиляционному восстающему №1	240	6,2	1488
Вентиляционный восстающий №2	80	7,5	600
Квершлаг к вентиляционному восстающему №2	160	7,8	1248
Камера вентиляционных дверей	18	12	216
Участковая насосная с водосборниками	50		360
Итого:	1046		7926
Всего			26 536,25

5.2 Исследования действия взрыва при проходке горно-капитальных выработок

Исследования проводились при неизменном отношении высоты воздушной оболочки к ее диаметру, равном 2,2 в условиях постоянного объема оболочки, который составлял 2215 см^3. Воздушная оболочка с зарядом помещалась на глубину 27,5 см, а заряд ВВ весом 1,5 г (капсюль-детонатор № 8) располагался вертикально внизу, в середине и вверху воздушной оболочки. При таком размещении заряда в воздушной оболочке соответственно изменялась л.н.с. заряда.

Взрывание заряда без воздушной оболочки в таких условиях приводит к увеличению всех размеров видимой воронки взрыва при оптимальной, для данных условий, величине л.н.с., равной 7,8 см. С последующим увеличением л.н.с. все размеры воронки уменьшаются, а при л.н.с., равной 28 см видимая воронка полностью отсутствует.

Иное положение происходит при взрывании заряда в воздушной оболочке. В данном случае все размеры (объем, диаметр и глубина) видимых трещин взрыва значительно больше, чем при взрывании заряда без воздушной оболочки и остаются почти неизменными в интервале, когда л.н.с. равна от 5,8 до 25,2 см.

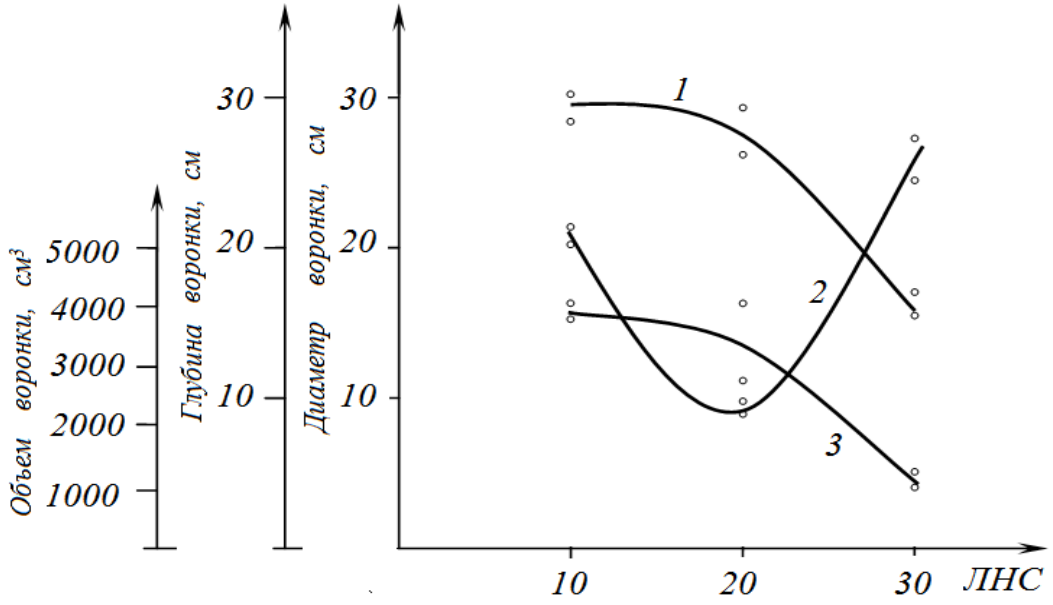
Следовательно, взрывание зарядов в воздушных оболочках позволяет при одном и том же заряде существенно изменять действие взрыва в результате увеличения полезной его работы [15,16].

Если обычный заряд при л.н.с. в 17 см уже не образует воронки взрыва, то такой же заряд не только с л.н.с., равной 17, но и 25 см образует воронку объемом 11000 см^3, диаметром 45 см и глубиной 24 см.

Опытами проведенными на рудниках Казахстана было установлено, что эффективность взрыва повышается с увеличением отношения высоты воздушной оболочки к ее диаметру, и представляло интерес установление зависимости размеров видимой воронки взрыва от места расположения заряда в воздушной оболочке, что приводило к изменению л.н.с. В этом случае воздушная оболочка, помещаемая на ту же глубину 27,5 см, имела объем, равный только 133 см^3, что давало возможность для данных условий опыта принять $\frac{h_{В.О}}{h_3} = 7{,}7$. Заряд помещался внизу, середине и вверху воздушной оболочки.

Полученные зависимости (рисунок 5.2) характерны. Они показывают, что, изменяя место расположения заряда в воздушной оболочке, можно получать различные показатели действия взрыва η; если заряд помещен внизу воздушной оболочки, η = 0,3; при расположении заряда в середине камеры η = 1,2; когда заряд расположен вверху камеры, а под ним находится свободное пространство, η =1,4. Если задачей взрыва является образование выемки

наибольшей глубины, то заряд надо помещать внизу воздушной оболочки; если требуется наибольший диаметр выемки, заряд целесообразно располагать вверху воздушной оболочки.



1- диаметр; 2 – глубина; 3 – объем. При л.н.с. = 10 когда заряд расположен вверху; при л.н.с. = 20 когда заряд расположен в середине; при л.н.с. = 30 когда заряд расположен внизу воздушной камеры.

Рисунок 5.2 – Зависимость размеров видимой воронки взрыва от л.н.с. и места расположения заряда в воздушной оболочке

Проведенные опыты наглядно подтверждают, что, используя воздушные полости, можно управлять действием взрыва в широких пределах.

Предыдущие опыты проводили для выяснения влияния воздушных оболочек и места расположения в них заряда в условиях изменения л.н.с. заряда при $\frac{h_{B.O}}{h_3} = const$ и неизменной глубине помещения воздушной оболочки во взрываемую среду (влажный песок 11,8%).

В следующей серии опытов л.н.с. оставалась постоянной и равнялась 25 см. Взрывали заряд весом 1,5 г в воздушной оболочке объемом 133 см^3, а $\frac{h_{B.O}}{d_{B.O}}$ принимал значения: 0,4 (плоская форма оболочка); 1,0 (сосредоточенная форма оболочки); 2,2; 3,7; 10,4; 12,2; 15,0 и 20 (удлиненная форма оболочки). Глубина заложения воздушной оболочки с зарядом изменялась от 26,5 до 45,5 см. Заряд во всех опытах помещался в середине воздушной оболочки, сохраняя неизменную л.н.с.

Результаты (табл. 3), свидетельствуют о возможности управления действием взрыва в широких пределах. Если при плоской воздушной оболочке можно получить котел в форме шара, при сосредоточенной оболочке

($\frac{h_{B.O}}{d_{B.O}} = 12{,}2 \div 20{,}0$) образуются выемки с некоторым сохранением форм, причем размеры и форма выемки зависят от величины $\frac{h_{B.O}}{d_{B.O}}$.

Таблица 5.2 - Влияния воздушных оболочек и места расположения в них заряда в условиях изменения л.н.с. заряда при $\frac{h_{B.O}}{h_з} = const$ и неизменной глубине помещения воздушной оболочки во взрываемую среду

Глубина заложения камеры с зарядом, см	Размеры камеры			Отношение выемки камеры к ее диаметру	Размеры воронки взрыва			Объем выемки с учетом объёма занимаемого камерой,см^3	Характер проявления действия взрыва, в мм
	Диаметр, см	Высота, см	Объем, см^3		Диаметр, см	Высота, см	Объем, см^3		
26,5	7,5	3,0	134	0,4	16,0	28,0	2140	2000	шаро-образный
27,7	5,5	5,5	134	1,0	14,5/19,5	27,5	2100	1950	эллипс
29,7	4,25	9,45	134	2,2	15,5/18,5	28,0	2280	2150	эллипс
31,6	3,6	13,2	134	3,7	14,5/19,0	28,0	2030	1900	то же
38,3	2,55	20,6	134	10,4	4,0	30,0	1300	1150	выброс с образованием котла образной выемки
40,0	2,4	30,1	134	12,2	9,0	26,5	1670	1500	то же
42,0	2,25	33,8	134	15,8	13,0	29,0	1220	1100	выброс
45,5	2,04	41,1	134	20,0	10,5	35,5	1638	1550	выброс с образованием котла образной выемки

6 Рудничный транспорт

6.1 Выбор вида и средств транспортирования руды

Руководствуясь материалом, полученным на производственной практике и учитывая опыт разработки месторождения Акбакай, проектом выбраны виды и средства подземного транспорта для откатки рудных масс. В приложении Е приведены расчеты силовых нагрузок рудничных контактных, аккумуляторных и дизельных локомотивов, выбор шахтных вагонеток, описаны конструкция рельсового пути, типы аккумуляторных батарей, приведен расчет параметров локомотивной откатки, рассмотрены электрооборудование подстанций, а также вопросы энергоемкости рудника. По результатам расчетов средств транспортирования руды подобраны электровоз К-14М и вагонетки ВГ-4,5 и ВГ-2,2.

6.2 Техника безопасности при работе рельсового транспорта

На закруглениях выработок должны устанавливаться автоматически опережающие локомотивы сигналы в виде надписей: «Берегись локомотива».

В откаточных выработках с автоматическими вентиляционными дверями на расстоянии тормозного пути от них должен быть установлен разрешающий сигнал для машиниста локомотива, срабатывающий при полностью открытых дверях [17].

Контактный провод в местах погрузки и разгрузки материалов из вагонеток, с платформ на период разгрузки или погрузки должен быть отключен или огражден таким образом, чтобы исключалась возможность прикосновения к нему людей в период погрузки или разгрузки, а также при подъёме на погрузочный полок.

При эксплуатации опрокидывателей с механическим приводом контактная сеть должна иметь блокировку с двигателем опрокидывателя, исключающую возможность опрокидывания вагонетки при наличии напряжения в контактной сети. Контактная сеть должна отключаться при каждом повороте опрокидывателя на длину, равную максимальной длине состава [18].

7 Энергоснабжение шахты

7.1 Вид и характеристика применяемого оборудования

Электроэнергия подается на подстанцию и на подъемные машины напряжением 6000В, к остальным потребителям – 380/220 В. Забой основного ствола освещается двумя прожекторами с подвесного полка, а слепой ствол шахтными светильниками. Управление движения бадей, подъёмом и спуском оборудования и материалов осуществляется с помощью звуковой и световой сигнализации.

Основные поверхностные потребители электроэнергии: шахтные подъемные установки, вентиляторы главного проветривания, компрессоры пневмоустановок, осветительные лампы мастерских и складских помещений, установки водоснабжения и другое оборудование, используемое подземным рудником для отработки месторождения [19].

Основными подземными потребителями электроэнергии являются: установки основного и вспомогательного водоотлива, механизированные комплексы очистных работ, рудовыдачные комплексы камерных выработок, комплексы электровозной откатки горной массы.

Используемые в подземном руднике аппараты РУ -127, РУ-380 имеют взрывозащищенное использование, соответствующие уровню РВ, а аппараты РУ -1140 выполнены в виде блоков, встраиваемых в оболочки передвижных подстанций. Аппарат РКУ -3АР представляет собой блок, встраиваемый в зарядное устройство ЗУК – 275В и имеет исполнение, соответствующее уровню РН, примеяется для защиты контактных сетей электровозной откатки [19].

Согласно правилам ПБ, защитное отключение сети напряжением до 1140В должен осуществлять один аппарат защиты с реле утечки тока в комплексе с коммутационным аппаратом на всю электрически связанную сеть, подключенную к одному или группе параллельно работающих трансформаторов в подземной выработке. При срабатывании реле утечки тока должна отключаться вся сеть, подключенная к указанным подземным трансформаторам, кроме отрезка кабеля длиной не более 12 м, соединяющего трансформатор с общесетевым аппаратом, т. е. автоматическим выключателем трансформаторов.

Из-за взаимного влияния и возможного нарушения работоспособности защиты в одну сеть нельзя включать несколько силовых аппаратов типа ПР-24 и ПР-11, а также магнитные пускатели ПМВИР-41 устанавливаемые в камерах и околоствольном дворе.

При питании подземных электроприемников с поверхности через скважины Правилами Безопасности допускается установка автоматического выключателя с реле утечки под скважиной на расстоянии не более 12 м от нее. В этом случае при срабатывании защитных реле, подземные электроприемники на поверхности и кабель в скважине могут не отключаться если на поверхности рудника имеется устройство контроля изоляции сети, не влияющее на защитное

реле, а электроприемники имеют непосредственное отношение к работе шахты (вентиляторы, лебедки и др.) и присоединяется посредством шахтных кабелей.

Для освещения основных подземных выработок приняты светильники типа РСП-50, ЖСП-50, ГСП-50 с лампами ДРИ, ДНаТ, ДРЛ. Светильники типа РСП-50, ЖСП-50, ГСП-50 с лампами ДРИ, ДНаТ, ДРЛ предназначен для освещения пыльных и влажных подземных помещении и горных выработок, а также пожароопасных зон [19].

7.2 Техника безопасности

Перед началом смены, заземляющую сеть в подземных выработках шахт заземления отдельных электроприборов, линии электропередач, а также работы трансформаторных установок должен осмотреть старший электрик смены и при обнаружении неисправности сообщить главному энергетику шахты.

Согласно Правилам Безопасности, для подземных электроустановок устраивают общую сеть заземления, к которой подсоединяют все подлежащие заземлению объекты, а также главные и местные заземлители. Для устройства общей сети заземления используют броню и свинец бронированных кабелей, заземляющие жилы гибких кабелей, заземляющие провода и перемычки.

У тяговой подстанции электровозной откатки к общей сети заземления присоединяют токоведущие рельсы, используемые в качестве обратного провода контактной сети. При наличии в шахте нескольких горизонтов к главным заземлителям присоединяют общую сеть каждого горизонта. Для этого может быть использована броня силовых кабелей, проложенных проводником.

8 Рудничная аэрология

8.1 Выбор способа и схемы проветривания рудника

Вентиляционные системы проектируемого рудника характеризуются высокой сложностью, связанной с разбросанностью рабочих мест по горизонтам, наличием большого их числа в вентиляционной сети, относительно низкими аэродинамическими сопротивлениями и значительными выделениями вредных примесей в шахтную атмосферу. Кроме того, в последнее время в сетях появились участки с ограниченной возможностью по подаче или выдаче свежего воздуха из-за отсутствия соответствующих вентиляционных каналов и устройств. Многие исследователи пытались решить эти проблемы проветривания в этих условиях в соответствии с существующими методиками, путем увеличения подачи свежего воздуха и это не дало положительных результатов. Таким образом, основными в проветривании стали вопросы управления вентиляции [20].

В данном проекте с учетом горнотехнических факторов и средств проветривания выбрана фланговая схема проветривания рудника. При фланговой схеме движение воздуха прямоточное, т. е. отработанный воздух не возвращается обратно, а поступает в ствол, расположенный на границе шахтного поля.

Вентиляторы устанавливаются на поверхности, так как надзор за такими вентиляторами проще и надежнее, обслуживание легче, подвод энергии дешевле, при пожаре или взрыве вентилятор на поверхности может остаться невредимым [20].

8.2 Расчет количества воздуха для проветривания рудника

Расчет необходимого количества воздуха производится [20]:
- по среднесуточной добыче полезных ископаемых;
- по расходу ВВ;
- по количеству людей, работающих в подземных выработках;
- по выносу пыли из горных выработок.

По наибольшему расходу воздуха проектом принято $Q_ш = 277$ м^3/с.

Расчет необходимого количества воздуха приведен в приложении Ж.

8.3 Определение общешахтной депрессии

При фланговой схеме проветривания минимальной депрессии соответствует первый горизонт, максимальной – последний.

Подсчет общешахтной депрессии производится суммированием депрессии выработок.

8.4 Выбор вентилятора главного проветривания

По результатам расчетов необходимого количества воздуха выбираем вентилятор марки ВД-40.

Характеристика вентилятора:

Производительность – 285 $м^3/с$.

Диаметр рабочего колеса – 4000 мм.

Проектом принимается два вентилятора

Расчеты по определению общешахтной депрессии, выбор вентилятора главного проветривания и технико-экономические показатели проветривания прилагаются в приложении Ж.

9 Охрана труда

9.1 Анализ опасных, производственных и природных факторов

Проектируемый рудник и горнодобывающая отрасль промышленности относятся к объектам повышенной опасности, отличаются высоким уровнем травмоопасности, которая растет с дальнейшим ухудшением горно-геологических и горнотехнических условий. В этой связи наиболее полное представление об условиях, обстоятельствах и причинах назревания опасных ситуаций имеет первостепенное значения [21]. Установление опасных, производственных и природных факторов, обуславливающих травматизм, является основой для разработки мероприятий по предотвращению возникновения травмоопасных ситуаций на рабочих местах.

На технологических процессах добычи руды с применением системы разработки с магазинированием опасными производственными и природными факторами могут быть [21]:

- взрывные работы;
- обрушение и падение кусков горных пород с кровли и стенок горных выработок;
- некачественная оборка кровли и стенок горных выработок;
- падение людей в горные выработки;
- шумы и вибрация;
- рельсовой транспорт;
- падение в выработку.

9.2 Мероприятия по охране труда

Взрывные работы. При взрывных работах необходимо тщательно фиксировать все случай отказов, неполной детонации, выгораний. Выяснять и уточнять причины, вызывающие эти явления, и определять их зависимость от направления инициирования.

Как известно, относительная частота отказов примерно одинакова при прямом и обратном направлении инициирования. При анализе случаев неполной детонации ВВ необходимо учесть, что если при прямом направлении инициирования обычно легко обнаружить остатки невзорвавшегося ВВ в стаканах, то при обратном это сделать труднее, так как остатки патронов ВВ попадают в отбитую породу, и тем увеличивают вероятность наличия непредвиденного взрыва. Поэтому, при проектировании мер направленных на повышение безопасности буровзрывных работ и для сравнения частоты случаев неполной детонации при различных направлениях инициирования учтены только те забои, в которых уборку отбитой породы производили вручную, что позволило более тщательно просматривать взорванную горную массу.

Едиными правилами безопасности при взрывных работах предусматривается производить ликвидацию «отказов» путем бурения и

последующего взрывания параллельного шпура. Нужно отметить, что данный способ ликвидации «отказавших» зарядов не является безопасным. Не во всех случаях возможно правильно определить направление «отказавшего» заряда, в связи с чем возможны несчастные случаи при ликвидации «отказов». Кроме того, данный способ ликвидации «отказавших» зарядов требует значительных затрат времени и труда. Поэтому для повышения безопасности взрывных работ необходимо применить обратное инициирование.

Падение в выработку. Значительная частота травм приходится на фактор падения на почву выработки, в выработку. Причинами являются личная неосторожность горнорабочих и захламлённость выработок. Для снижения интенсивности этих факторов необходимо расширить механизированную доставку горнорабочих к рабочим местам, содержать пешеходные дорожки в исправном состоянии.

9.3 Борьба с обрушением кровли

При системах подземной разработки с открытым выработанным пространством серьезную опасность представляют отслоения и обрушения пород непосредственной кровли. Этот процесс начинается с прогиба кровли по собственным весом, расслоения пород по стратиграфическим пачкам и заканчивается заколообразованием и отслоением вначале отдельных пачек, а затем обрушением всей толщи непосредственной кровли. Обрушения нередко распространяются на большую часть площади кровли выработок. Причины отслоений и обрушений кровли:

- возрастающее горное давление;
- трещиноватость пород (наличие микро- и макротрещин);
- слоистая структура пород кровли;
- слабая связь между ними и основной кровлей;
- нарушение пород при взрывах.

Основными мерами предупреждения и устранения этой опасности служат качественная оборка кровли после взрывных работ и постоянное наблюдение за ней в процессе отработки камеры, а также крепление кровли металлическими и железобетонными штангами. В особо опасных условиях (сильная трещиноватость пород) применяются комбинированные способы крепления:

- штанговая крепь и торкретирование;
- штанговая крепь, металлическая сетка и торкретирование.

9.4 Меры безопасности эксплуатации подземного склада взрывчатых веществ

Подземный склад камерного типа состоит из:

- камеры хранения ВМ;
- камеры хранения СВ;
- камеры проверки электродетонаторов (ЭД);

- камеры выдачи ВМ;

- места для вагонеток и временного хранения тары.

При спуске ВВ в таре нахождение людей в клети не допускается. Ящики с ЭД спускаются отдельно от ВВ и должны занимать не более ⅔ высоты клети.

Доставка ВМ от ствола шахты в расходный склад производится в заводской упаковке.

При перевозке СВ на контактных электровозах они должны быть размещены в вагонетке, закрытой плотной деревянной крышкой.

Перевозка ВМ производится специальными составами, во всех случаях ВМ и СВ должны быть разделены между собой. При перевозке ВВ в голове и в хвосте поезда устанавливаются световые сигналы.

При массовых взрывах для обрушения потолочины, междукамерных целиков перед началом укладки детонирующего шнура все люди должны выводиться из шахты на поверхность. При производстве взрывных работ в подготовительно-нарезных выработках люди должны выводиться из них за опасную зону согласно паспорта БВР [21].

10 Генеральный план поверхности шахты

10.1 Общие сведения

Построение генерального плана поверхности рудника производится на основании компактности размещения, производственных зданий и сооружений, а также здания подсобного и вспомогательного назначения объединяются в крупные блоки.

Технико-экономическое сравнение показало, что, для проектируемого рудника необходимо иметь на поверхности: бункера, транспортные пути, подъемные установки, электроподстанцию, котельную, оборудование по обслуживанию подъема и спуска людей, калориферную установку, компрессорную, механическую мастерскую, склад противопожарного инвентаря, административно-бытовой комбинат, предназначенный для повышения культуры обслуживания трудящихся.

В комбинате предусматривается строительство удобных бытовых, гардеробных, душевой, сушилок для спецодежды и медицинского обслуживания.

Жилой комплекс, располагается за пределами рудничной промплощадки и за зоной возможных обрушений горных пород.

В состав технологического комплекса входят:

1. Надшахтные здания;
2. Обогатительная фабрика;
3. Бункер;
4. Здание подъемных машин;
5. Силовая подстанция;
6. Компрессорная;
7. Административно-бытовой комбинат;
8. Склады, материально-технический и ГСМ;
9. Шоссейные дороги;
10. Линий электропередач;
11. Водопроводные канализационные и воздухопроводные сети;
12. Вспомогательные здания и сооружения, гараж, пожарное депо.

Все выше перечисленные сооружения располагаются на шахтной площадке

11 Экономическая часть

Технико-экономическая часть проекта рассчитана на пусковой период работы рудника на производительность 1 000 000 тонн руды в год.

11.1 Методика определения технико-экономической эффективности

Установление оптимальных значений основных элементов подземной разработки, а также количественных показателей и учет полученных ранее аналогичных значений позволяют произвести ориентировочную количественную оценку улучшения общешахтных экономических показателей шахтного фонда при полном объеме реализации основных результатов оптимизации при проектировании [22].

В основе методики оценки технико-экономической эффективности находятся следующие методические положения:

- при наличии количественных значений о влиянии исследуемого управляемого фактора непосредственно на общешахтные показатели шахтного фонда ожидаемая прибыль устанавливается на основе этих факторов;
- при наличии количественных зависимостей влияния исследуемых управляемых факторов на экономические показатели только в пределах добычного участка влияние таких факторов на соответствующие общешахтные показатели выявляется на основе соотношения между участковыми и обшещахтными показателями.

Изложенная методика определения технико-экономической эффективности является основой улучшения показателей шахтного фонда при совершенствовании на оптимальной основе применяемых технологий подземной добычи полезных ископаемых.

11.2 Организация и управление производством

При подземном способе отработки месторождения на Акбакайском руднике проводятся горнопроходческих, очистные и транспортные работы. Ремонт горнотехнического оборудования производится на руднике ремонтными бригадами и в ремонтно-механической мастерской субподрядных организаций.

Режим работы рудника приведен в таблице 3.1.

Результаты расчетов технико-экономической части проекта приведены в приложении 3.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Актуальность проблемы разработки золоторудных месторождений для нашей страны состоит в том, что такие месторождения, разрабатываемые подземным способом, представляют собой один из наиболее сложных объектов горнорудной отрасли и имеют ряд геотехнологических особенностей.

Дипломный проект на тему «Проект разработки рудника Акбакай» выполнен в полном объеме.

Одной из важнейших задач повышения эффективности подземной разработки является определение основных параметров горнодобывающего предприятия. Поэтому на основе расчетов приняты следующие основные параметры рудника: годовая производительность 1 млн. т, срок службы рудника 17 лет, высота этажа принята 65 м.

Для проектируемого рудника методом сравнения вариантов выбрана комбинированная схема вскрытия рудных залежей - вскрытие основным вертикальным стволом в лежачем боку с переходом на слепой вертикальный ствол.

Эффективной системой подземной разработки по показателю наименьшей нормы вектора выбрана система разработки с магазинированием руды со шпуровой отбойкой. Принятое в процессе выполнения дипломного проекта решение позволит значительно улучшить технико-экономические показатели проектируемого рудника.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1 http://www.geokniga.org/bookfiles/geokniga-zhambylskaya-oblast-zoloto-spravochnik.pdf

2 Беспаев Х. А., Аубекеров Б. Ж., Абишев В. М., и др. Россыпи золота Казахстана. Справочник, Алматы, РГП «ИАЦ ГиМР РК», 1999, 156 с.

3 «Проект строительства II очереди Акбакайского горно-обогатительного комбината» г. Ташкент 1991 г., выполненный среднеазиатским научно-исследовательским проектным институтом цветной металлургии «Средазнипроцветмет».

4 Канаева З.К., КанаевА.Т., Нуркеев С.С. Геохимические и минералогические особенности руды золотоносного месторождения «Акбакай». Наука и новые технологии, № 4, 2012, с. 14-16.

5 Черных А.Д., Андреев Б.Н., Ошмянский И.Б. Открыто-подземная разработка рудных месторождений. Киев: Техника, 2010. - 574с.

6 Агошков М.Н., Борисов С.С., Боярский В.А. Разработка рудных и нерудных месторождений. Учебник для ВУЗов- М.: «Недра», 1998.

7 Милехин Г.Г. Вскрытие и подготовка рудных месторождений / Учебное пособие, МГТУ, 2004.

8 Валиев, Н. Г., Стряпунин В. В. Вскрытие и подготовка рудных месторождений. Изд-во УГГУ, 2012. - 146 с.

9 Байконуров О. А. Классификация и выбор методов подземной разработки месторождений. Алматы, 2002.

10 Раскильдинов Б.У. Системы подземной разработки рудных месторождений. – Алматы, «Республиканский издательский кабинет», 1997.

11. Каражанов Д.Д. Расчет и выбор системы подземной разработки руд. – Алматы, КазНТУ, 1996.

12 Филимонов К. А., Карасев В. А. Технология подземных горных работ. Учебное пособие: – Кемерово : КузГТУ, 2013 – 109 с.

13 Городниченко В.И., Дмитриев А.П. Основы горного дела: Учебник для вузов. – М.: «Горная книга», 2016, -443 с.

14 *Единые правила безопасности при* разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. (Утверждены приказом Министра по чрезвычайным ситуациям Республики *Казахстан* от 29 декабря 2008 года № 219)

15 Мосинец В.Н., Пашков А.Д., Латышев В.А. Разрушение горных пород. - М.: Недра, 1975. - 166 бет.

16 Битимбаев М.Ж., Шапошник Ю.Н, Крупник Л.А. Взрывное дело. Учебник – Алматы: «Print-S», 2012, - 822с.

17 Спиваковский А.О. Транспорт в горном деле. М.: Наука, 1985,- 127с.

18 Гилев А.В., Чесноков В.Т, Лаврова Н.Б. и др. Основы эксплуатации горных машин и оборудования. – Красноярск: Сиб.федер.ун-т, 2011. -276с.

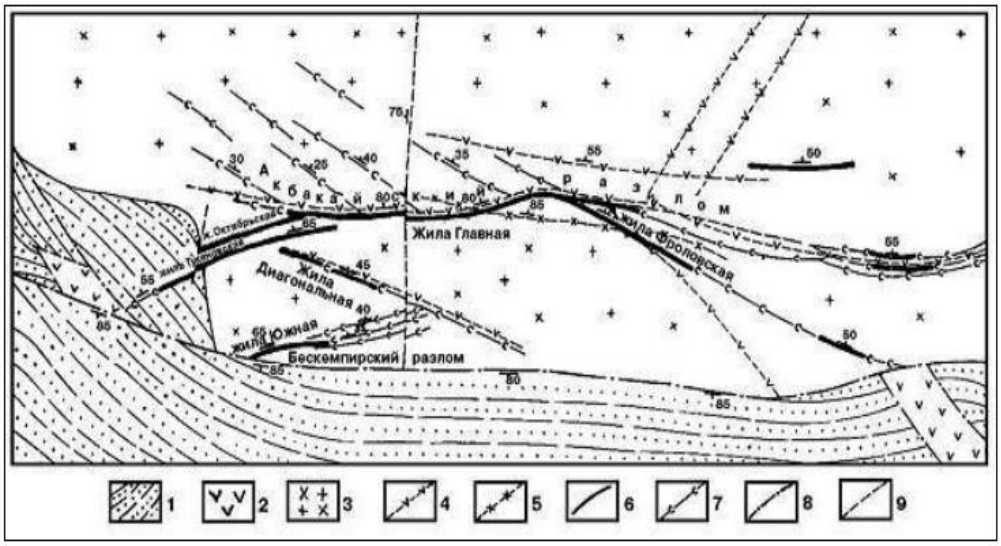
19 Климова Г.Н. Энергоснабжение на промышленных предприятиях. Учебное пособие, Изд.Томского политехнического ун-та, 2011. – 179с.

20 Цой С., Цой Л.С. Основы аэрологии горных предприятий. Алматы КазНТУ 2009г.

21 Нурпеисова М. Б., Бердинова К. А. «Указания по охране сооружений и окружающей среды от вредного влияния горных разработок месторождения Акбакай» Алма-аты: КазНТУ, 1994. -33с

22 Бурштейн М.А. Производственный менеджмент на горном предприятии. Учебное пособие. – М.: Изд-во МГГУ, 2007. - 203 с.

Приложение А



1 – песчано-сланцевая толща (ордовик), 2 – андезиты и андезито-базальтовые порфириты (девон), 3 – диориты, гранодиориты, 4-5 – дайки, 4 – лампрофиры, диабазовые порфириты, 5 – грандиорит-порфиры, 6 – золотоносные кварцевые жилы с промышленным оруденением, 7 – жилы березитов и зоны гидротермально измененных пород с бедной золотоностью, 8 – крупные разломы, 9 – прочие разрывные нарушения.

Рисунок А.1 - Геологическая карта месторождения Акбакай

Приложение Б

Подсчет промышленных запасов

Определяем балансовые запасы месторождений

$$Q_{бал} = L_{пр} \cdot m_{ср} \cdot l_{пад} \cdot \gamma, \text{ т}, \quad (Б.1)$$

$$Q_{бал} = 1300 \cdot 5 \cdot 700 \cdot 2{,}7 = 12\,285\,000 \text{ т},$$

где $L_{пр}$ - длина рудного тела по простиранию, м;
$m_{ср}$ - мощность рудного тела, м;
$l_{пад}$ - длина рудного тела по падению, м;
γ - плотность руды, т/м^3.

Балансовые запасы с учетом потери и разубоживания называются извлекаемыми запасами

$$Q_{изв} = Q_{бал} \frac{K_{изв}}{1-\rho}, \text{ т}, \quad (Б.2)$$

$$Q_{изв} = 12\,285\,000 \frac{0{,}92}{1-0{,}04} \approx 11\,770\,000 \text{ т},$$

где $Q_{изв}$ – извлекаемые запасы, т;
$Q_{бал}$ – балансовые запасы, т;
$K_{изв}$ – извлекаемый коэффициент руды;
ρ - коэффициент разубоживание руды.

Приложение В

Выбор метода разработки

Существуют следующие методы разработки месторождений твердых полезных ископаемых: подземный, открытый и комбинированный.

Для выбора наиболее рационального способа разработки необходимо определить граничный коэффициент перехода от открытого способа разработки к подземному способу разработки по формуле

$$K_{гр} = \frac{C_п - C_о}{C_в}, \qquad (В.1)$$

где $K_{гр}$ – граничный коэффициент;

$C_п = 25200$ – себестоимость добычи полезного ископаемого подземным способом, тг/т;

$C_о = 7800$ - себестоимость добычи полезного ископаемого открытым способом, тг/т;

$C_в = 1200$ – себестоимость вскрышных работ, тг/м^3.

$$K_{гр} = \frac{25\,200 - 7\,800}{1\,200} \approx 14{,}5 \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

С учетом граничного коэффициента определяется глубина открытых работ

$$H_{гр} = \frac{m \cdot K_{гр} \cdot K_и}{ctg\beta_в + ctg\beta_л}, \qquad (В.2)$$

где m – средняя мощность залежи, м;

$K_и$ – коэффициент извлечения;

$\beta_в$ и $\beta_л$ – соответственно углы откоса бортов карьера со стороны висячего и лежачего бортов, град.

$$H_{гр} = \frac{5 \cdot 14{,}5 \cdot 0{,}92}{0{,}839 + 0{,}57} \approx 45 \text{ м.}$$

Из условия того, что глубина карьера составляет 45 метров, а мощность наносов от дневной поверхности до рудного тела, $h_н$ = 170 м принимаем решение, что разработку месторождения целесообразно вести подземным способом.

Основные параметры рудника

В практике проектирования: горных предприятий одним из основных вопросов является задача определения оптимальных параметров рудников, к которым относятся: годовая производственная мощность, размеры шахтного поля и срок службы рудника. Эти параметры взаимосвязаны и правильное их определение предотвращает дальнейшее развитие рудника, обеспечивает ритмичность и рентабельность работ в течение всего периода его эксплуатации.

Годовую производительность рудника определим по формуле:

При наклонном и крутом падении рудного тела годовая производительность рассчитывается по формуле

$$A_г = \upsilon \cdot \gamma \cdot \frac{K_{изв} \cdot K_1 \cdot K_2}{1 \cdot \rho} \cdot S_г, \qquad (В.3)$$

где υ – скорость понижения очистных работ в течение года, м/год;

ρ – коэффициент разубоживания руды;

K_1 - поправочный коэффициент, угла наклона рудного тела;

K_2 - поправочный коэффициент, мощности рудного тела;

γ – плотность руды, т/м^3;

$K_{изв}$ - коэффициент извлечения руды;

$S_г$ – горизонтальная площадь рудного тела, $м^2$.

$$A_г = 15{,}0 \cdot 2{,}7 \; \frac{0{,}92 \cdot 1{,}0 \cdot 1{,}0}{1 - 0{,}04} \cdot 25\,600 = 993\,254 \text{ т.}$$

Таблица 1 - Поправочный коэффициенты K_1 и K_2 для годового понижения выемки в зависимости от угла падения и мощности рудного тела.

Угол падения, α.	Значения K_1	Мощность рудного тела, т.	Значения K_2
90^0	1,2	до 5 м	1,25
60^0	1	от 5 до 15	1,0
45^0	0,9	от 15 до 25	0,8
30^0	0,8	от 25	0,6

С учетом развития техники и технологий ведения подземных горных работ принимаем $A_г = 1\,000\,000$ т.

Срок существования подземного рудника

Принятая производственная мощность рудника должна быть увязана с запасами руды в шахтном поле и с нормативным сроком его существования по формуле

$$T_p = \frac{Q_{изв}}{A_г}, \text{ лет,} \qquad (В.4)$$

где $Q_{изв}$ - извлекаемые запасы месторождения, $Q_{изв} = 11\ 770\ 000\ т$;
$A_г$ - годовая мощность рудника, $A_г = 1\ 000\ 000\ т$.

$$T_{расч} = \frac{11\,770\,000}{1\,000\,000} \approx 12 \text{ лет.}$$

С учетом развития ($t_р$) и затухания ($t_з$) горных работ, срок эксплуатации рудника составит

$$T = t_р + T_{расч} + t_з, \text{ лет,} \qquad (В.5)$$

$$T = 2 + 12 + 3 = 17$$

Определение оптимальной высоты этажа

На высоту этажа влияют следующие геологические факторы:

-глубина залегания рудного тела;

-угол залегания; мощность рудного тела;

-длина рудного тела по простиранию;

-запасы месторождения; крепость и устойчивость руды и вмещающих пород.

Горнотехнические факторы, влияющие на высоту этажа:

-схема вскрытия;

-способ подготовки;

-годовая производительность рудника;

-технология ведения очистных работ.

Приложение Г

Выбор рационального способа вскрытия месторождения

Выбранный способ вскрытия должен удовлетворять следующим требованиям: безопасность труда, лучшие условия проветривания горных выработок, максимальное извлечение полезного ископаемого и недр, наибольшая экономичность по капитальным затратам и эксплуатационным расходам, минимальный срок вскрытия и развития очистных работ, обеспечение заданной производительности труда рабочих и рудника в целом.

Из двух конкурентно способных способов вскрытия выбираем наиболее оптимальный.

1 Способ: Основным вертикальным стволом в лежачем боку и вспомогательным стволом по флангу и групповыми квершлагами (рисунок Г.1).

2 Способ: Основным вертикальным стволом в лежачем боку и с переходом на слепой вертикальный ствол (рисунок Г.2).

Критерием сравнительной оценки служит минимум приведенных затрат

$$J_{пр} = C_c + E_н \cdot K_{уд} \rightarrow min, \qquad (Г.1)$$

где C_c - себестоимость руды, тг/т;

$K_{уд}$ - удельные капитальные затраты, тг/т;

$E_н = 1/t_o$ - нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений, $E_н = 0,15$;

t_o - срок окупаемости капитальных вложений; для горнорудной промышленности $t_o = 7$ лет.

Для данных двух вариантов необходимо рассчитать технико-экономические показатели.

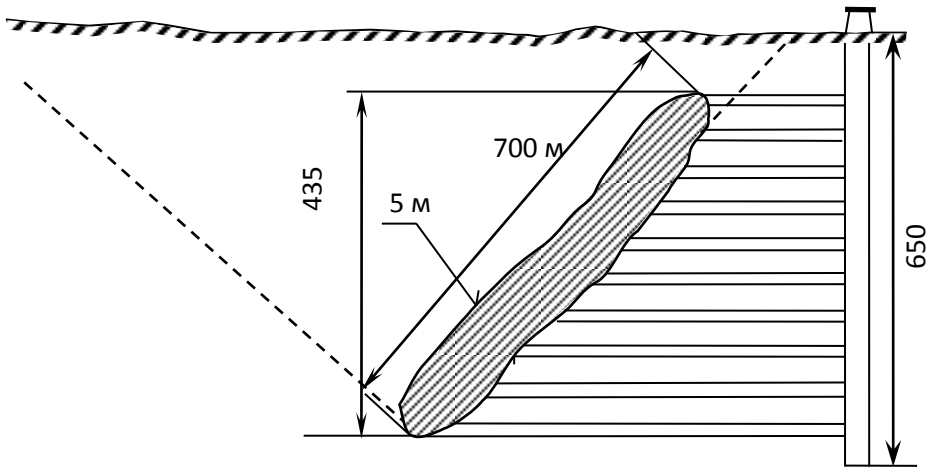


Рисунок Г.1 - Вертикальным стволом со стороны лежачего бока, за зоной сдвижения пород.

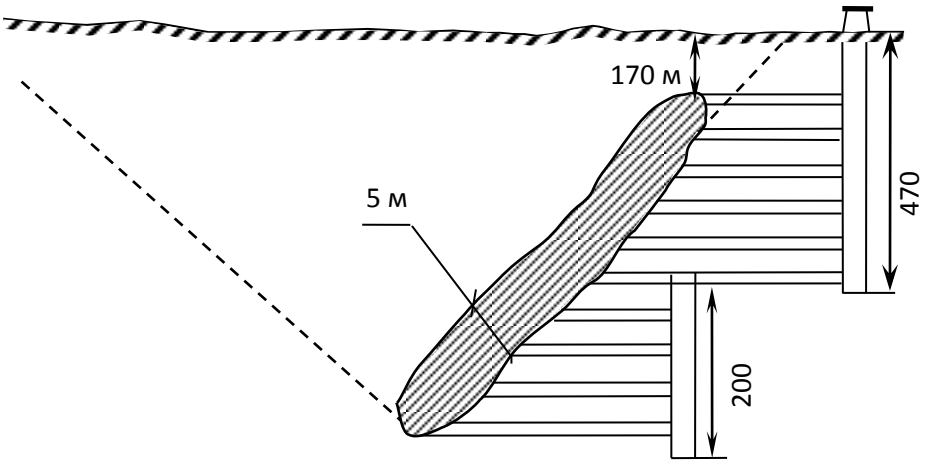


Рисунок Г.2 - Верхняя часть месторождения вертикальным стволом с переходом на слепой вертикальный ствол (комбинированным способом).

Технико-экономические показатели вариантов

1 способ: Основным вертикальным стволом в висячем боку и вспомогательным стволом по флангу и групповыми квершлагами.

Капитальные затраты

Проходка главного вертикального ствола шахты

$$K_{гл} = H \cdot k \cdot n \quad , \quad \text{тг.}, \tag{Г.2}$$

$$K_{гл} = 650 \cdot 300\,000 \cdot 1 = 195\,000\,000 \text{ тг.}$$

где H - глубина вертикального ствола, м;

k - стоимость проходки ствола, тг/м;

n - количество стволов.

Проходка вентиляционного ствола

$$K_B = H_B \cdot k_B \cdot n_B \ , \ \text{тг.}, \tag{Г.3}$$

$$K_B = 635 \cdot 200\,000 \cdot 2 = 254\,000\,000 \text{ тг.}$$

где H - глубина вентиляционного ствола, м;

k - стоимость проходки вентиляционного ствола, тг/м;

n - количество вентиляционных стволов.

Проходка квершлагов

$$K_{KB} = \sum L_K \cdot k_{кв} \quad \text{тг}, \qquad (Г.4)$$

$$K_{KB} = 7\,600 \cdot 20\,000 = 152\,000\,000 \text{ тг.},$$

где $\sum L_K$ - общая длина всех квершлагов, м;

$k_{кв}$ - стоимость проходки квершлага, тг/м;.

Проходка штреков

$$K_{штр} = \sum L_{штр} \cdot k_{штр} \quad \text{тг.}, \qquad (Г.5)$$

$$K_{штр} = 12\,500 \cdot 15\,000 = 187\,500\,000 \text{ тг.},$$

где $\sum L_{штр}$ - общая длина всех штреков, м;

$k_{штр}$ - стоимость проходки штрека, тг/м;.

Проходка и оборудование околоствольного двора

$$K_{од} = (0{,}24 + 0{,}48 \cdot A_Г) \cdot n \ , \quad \text{тг.}, \qquad (Г.6)$$

$$K_{од} = (0{,}24 + 0{,}48 \cdot 1\,000\,000) \cdot 8 = 7\,488\,000 \text{ тг.},$$

где n - количество околоствольных дворов.

Строительство надшахтных зданий и сооружений

$$K_{НЗ} = 9{,}3 + 3{,}24 \cdot A_Г \ , \quad \text{тг.}, \qquad (Г.7)$$

$$K_{НЗ} = 9{,}3 + 3{,}24 \cdot 1\,300\,000 = 16\,302\,000 \text{ тг.},$$

где $A_Г$ - годовая мощность рудника, т.

Итого капитальных затрат, тг

$$\sum \text{K} = 811\,790\,000 \text{ тг.}$$

Удельные капитальные затраты на 1 т извлекаемых запасов

$$\overline{K} = \frac{\sum K}{Q_{изв}} \ , \quad \text{тг/т.}, \qquad (Г.8)$$

где $\sum K$ - сумма капитальных затрат, тг.

$$\overline{K} = \frac{811\,790\,000}{11\,770\,000} \approx 70 \text{ тг/т.}$$

Удельные капитальные затраты на 1 т годовой добычи

$$K_{уд} = \frac{\sum K}{A_г}\ ,\ \text{тг/ т.} \qquad (Г.9)$$

где $A_г$ - годовая мощность рудника, т.

$$K_{уд} = \frac{811\,790\,000}{1\,000\,000} \approx 812\ \text{тг/т.}$$

Эксплуатационные расходы.
Стоимость поддержание стволов шахты

$$C_в = H \cdot C_c \cdot n \cdot T\ ,\quad \text{тг.,} \qquad (Г.10)$$

$$C_в = 650 \cdot 600 \cdot 17 = 6\,630\,000\ \text{тг,}$$

где C_c – стоимость поддержания главного ствола, тг/м;
T – срок существования рудника, лет.
Стоимость поддержания вентиляционных стволов

$$C_{вс} = H \cdot C_в \cdot n \cdot T\ ,\quad \text{тг.,} \qquad (Г.11)$$

$$C_{вс} = 635 \cdot 200 \cdot 2 \cdot 17 = 4\,318\,000\ \text{тг/т.,}$$

где $C_в$ - стоимость поддержания вентиляционного ствола, тг/м.
Стоимость поддержания квершлагов

$$C_{кв} = L_{СР} \cdot C_C \cdot 2 \cdot T\ ,\quad \text{тг,} \qquad (Г.12)$$

$$C_{кв} = 1010 \cdot 300 \cdot 2 \cdot 17 = 10\,302\,000\ \text{тг.,}$$

где $L_{СР}$ - средняя длина квершлагов, м;
T - время эксплуатации, год;
C_c – стоимость поддержания квершлагов, тг/м.
Стоимость поддержания этажных выработок (штреков)

$$C_{кв} = L_{СР.ШТР} \cdot C_C \cdot 2 \cdot T\ ,\ \text{тг.,} \qquad (Г.13)$$

$$C_{кв} = 2915 \cdot 150 \cdot 2 \cdot 17 = 14\,866\,000\ \text{тг.,}$$

где $L_{СР.ШТР}$ - средняя длина штрека, м;
T - время эксплуатации, год;
C_c – стоимость поддержания штрека, тг/м.

Стоимость откатки по квершлагам

$$C_{от} = L_{СР} \cdot Q_{извл} \cdot k_{от}, \text{ тг.,} \quad (Г.14)$$

$$C_{от} = 1250 \cdot 11\,700\,000 \cdot 0{,}05 = 731\,250\,000 \text{ тг,}$$

где $k_{от}$ - стоимость откатки 1 т руды по квершлагам, тг/м;

$Q_{изв}$ – извлекаемые запасы месторождения, т.

Стоимость откатки по штреками

$$C_{от} = L_{СР.Ш} \cdot Q_{извл} \cdot k_{от}, \text{ тг.,} \quad (Г.15)$$

$$С_{от} = 2345 \cdot 11\,770\,000 \cdot 0{,}05 = 1\,380\,032\,500, \text{ тг.,}$$

где $k_{от}$ - стоимость откатки 1 т руды по квершлагам, тг/м;

$Q_{изв}$ – извлекаемые запасы месторождения, т.

Стоимость подъема руды по стволу шахты

$$C_{под} = Q_{извл} \cdot H_C \cdot k_{под}, \text{тг.,} \quad (Г.16)$$

$$C_{под} = 11\,770\,000 \cdot 650 \cdot 0{,}08 = 612\,040\,000 \text{ тг.}$$

где $k_{под}$ - стоимость подъема 1 т руды по стволу шахты, тг/м.

Стоимость водоотлива

$$C_{вод} = Q_в \cdot \frac{H_{гс}}{2} k_{вод}, \text{ тг.,} \quad (Г.17)$$

$$C_{вод} = 25\,000\,000 \cdot \frac{650}{2} \cdot 0{,}02 \approx 167\,500\,000 \text{ тг.,}$$

где, $k_{вод}$ - стоимость водоотлива, тг/м.

Стоимость ремонта надшахтных сооружений

$$C_{нс} = (0{,}164 + 0{,}07 \cdot A_г) \cdot T, \text{ тг,} \quad (Г.18)$$

$$C_{нс} = (0{,}164 + 0{,}07 \cdot 1\,000\,000) \cdot 17 = 3\,978\,000 \text{ тг.}$$

Итого стоимость всего

$$\sum Э = 2\,930\,916\,500 \text{ тг.}$$

Удельные эксплуатационные расходы, отнесенные на извлекаемые запасы, тг/т

$$\overline{C_Э} = \frac{\sum Э}{Q_{извл}}, \qquad \text{тг/т.,} \qquad (Г.19)$$

$$\overline{C}_Э = \frac{2\,930\,916\,500}{11\,770\,000} \approx 250 \text{ тг / т.}$$

Себестоимость руды, тг/т

$$C_Э = \overline{K} + \overline{C_Э}, \text{ тг/т,} \qquad (Г.20)$$

$$C_э = 70 + 250 = 320 \text{ тг/т.}$$

Приведенные затраты

$$I = C_Э + E \cdot K_{уд}, \text{ тг/т,} \qquad (Г.21)$$

$$I = 320 + 0{,}15 \cdot 812 = 442 \text{ тг/т.}$$

где E – коэффициент эффективности капитальных вложений.

2 способ: Основным вертикальным стволом и с переходом на слепой вертикальный ствол.

Капитальные затраты

Проходка главного вертикального ствола шахты

$$K_{гл} = H \cdot k \cdot n, \quad \text{тг.,}$$

$$K_{гл} = 470 \cdot 300\,000 \cdot 1 = 141\,000\,000 \text{ тг.,}$$

где H - глубина вертикального ствола, м;

k - стоимость проходки ствола, тг/м;

n - количество стволов.

Проходка вентиляционного ствола

$$K_B = H_B \cdot k_B \cdot n_B, \text{ тг,}$$

$$K_B = 635 \cdot 200\,000 \cdot 2 = 254\,000\,000 \text{ тг.,}$$

где H - глубина вентиляционного ствола, м;

k - стоимость проходки вентиляционного ствола, тг/м;

n - количество вентиляционных стволов.

Проходка слепого вертикального ствола

$$K_{сл.ств} = H_{сл.ств} \cdot k \cdot n \ , \quad тг,$$

$$K_{гл} = 200 \cdot 380\,000 \cdot 1 = 76\,000\,000 \text{ тг.},$$

где H - глубина вертикального ствола, м;
k - стоимость проходки ствола, тг/м;
n - количество стволов.

Проходка квершлагов

$$K_{КВ} = \sum L_K \cdot k_{кв} \quad тг.,$$

$$K_{КВ} = 2\,350 \cdot 20\,000 = 47\,000\,000 \text{ тг/т.},$$

где $\sum L_K$ - общая длина всех квершлагов, м;
$k_{кв}$ - стоимость проходки квершлага, тг/м;.

Проходка штреков

$$K_{штр} = \sum L_{штр} \cdot k_{штр} \quad тг.,$$

$$K_{штр} = 12\,500 \cdot 15\,000 = 187\,500\,000 \text{ тг.},$$

где $\sum L_{штр}$ - общая длина всех штреков, м;
$k_{штр}$ - стоимость проходки штрека, тг/м.

Проходка и оборудование околоствольного двора

$$K_{од} = (0{,}24 + 0{,}48 \cdot A_Г) \cdot n \ , \quad тг.,$$

$$K_{од} = (0{,}24 + 0{,}48 \cdot 1\,000\,000) \cdot 8 = 5\,760\,000 \text{ тг.},$$

где n - количество околоствольных дворов.

Строительство надшахтных зданий и сооружений

$$K_{НЗ} = 9{,}3 + 3{,}24 \cdot A_Г \ , \quad тг.,$$

$$K_{НЗ} = 9{,}3 + 3{,}24 \cdot 1\,000\,000 = 12\,540\,000 \text{ тг.},$$

где $A_Г$ - годовая мощность рудника, т.

Итого капитальных затрат

$$\sum K = 723\,800\,000 \text{ тг.}$$

Удельные капитальные затраты на 1 т извлекаемых запасов

$$\overline{K} = \frac{\sum K}{Q_{изв}} \quad , \quad \text{тг/т.},$$

$$\overline{K} = \frac{723\,800\,000}{11\,770\,000} = 61,50\,\text{тг / т}.$$

где $\sum K$ - сумма капитальных затрат, тг

Удельные капитальные затраты на 1 т годовой добычи

$$K_{уд} = \frac{\sum K}{A_г} \quad , \quad \text{тг/ т.},$$

$$\text{К}_{\text{уд}} = \frac{723\,800\,000}{1\ 000\,000} \approx 723 \ \text{тг/т.},$$

где $A_г$ - годовая мощность рудника, т.

Эксплуатационные расходы

Стоимость поддержание вертикального ствола

$$C_в = H \cdot C_c \cdot n \cdot T \quad , \quad \text{тг.},$$

$$C_в = 470 \cdot 600 \cdot 17 = 4\,794\,000 \ \text{тг/т.},$$

где C_c – стоимость поддержания главного ствола, тг/м;

T – срок существования рудника, лет.

Стоимость поддержание вертикального слепого ствола

$$C_{в.сл} = H \cdot C_{сл} \cdot n \cdot T \quad , \quad \text{тг},$$

$$C_в = 200 \cdot 680 \cdot 17 = 2\,312\,000 \ \text{тг/т.},$$

где $C_{сл}$ – стоимость поддержания вертикального слепого ствола, тг/м;

T – срок существования рудника, лет.

Стоимость поддержания вентиляционных стволов

$$C_{вс} = H \cdot C_в \cdot n \cdot T \, , \quad \text{тг},$$

$$C_{вс} = 635 \cdot 200 \cdot 2 \cdot 17 = 4\,318\,000 \ \text{тг.},$$

где $C_в$ - стоимость поддержания вентиляционного ствола. тг/м;

Стоимость поддержания квершлагов

$$C_{кв} = L_{СР} \cdot C_C \cdot 2 \cdot T, \text{ тг.},$$

$$C_{кв} = 800 \cdot 300 \cdot 2 \cdot 17 = 8\,160\,000 \text{ тг.},$$

где $L_{СР}$ - средняя длина квершлагов, м;

T - время эксплуатации, год;

C_c – стоимость поддержания квершлагов, тг/м.

Стоимость поддержания этажных выработок (штреков)

$$C_{кв} = L_{СР.ШТР} \cdot C_C \cdot 2 \cdot T, \text{ тг.},$$

$$C_{кв} = 1985 \cdot 150 \cdot 2 \cdot 17 = 10\,123\,500 \text{ тг.},$$

где $L_{СР.ШТР}$ - средняя длина штрека, м;

T - время эксплуатации, год;

C_c – стоимость поддержания штрека, тг/м.

Стоимость откатки по квершлагам

$$C_{от} = L_{СР} \cdot Q_{извл} \cdot k_{от}, \text{ тг.},$$

$$C_{от} = 800 \cdot 11\,770\,000 \cdot 0{,}04 = 376\,649\,000, \text{ тг/м.},$$

где $k_{от}$ - стоимость откатки 1 т руды по квершлагам, тг/м;

$Q_{изв}$ – извлекаемые запасы месторождения, т.

Стоимость откатки по штрекам

$$C_{от} = L_{СР.Ш} \cdot Q_{извл} \cdot k_{от}, \text{ тг.},$$

$$C_{от} = 1985 \cdot 11\,770\,000 \cdot 0{,}04 = 934\,538\,000, \text{ тг/м.},$$

где $k_{от}$ - стоимость откатки 1 т руды по штреку, тг/м;

$Q_{изв}$ – извлекаемые запасы месторождения, т.

Стоимость подъема руды по стволу шахты

$$C_{под} = Q_{извл} \cdot H_C \cdot k_{под}, \text{ тг.},$$

$$C_{под} = 11\,770\,000 \cdot 670 \cdot 0{,}05 = 394\,295\,000 \text{ тг.},$$

где $k_{под}$ - стоимость подъема 1 т руды по стволу шахты, тг/м

Стоимость водоотлива

$$C_{вод} = Q_в \cdot \frac{H_{гс}}{2} k_{вод}, \text{ тг.},$$

$$C_{вод} = 11\,770\,000 \cdot \frac{530}{2} \cdot 0{,}006 \approx 18\,714\,300 \text{ тг.},$$

где, $k_{вод}$ - стоимость водоотлива, тг/м.
Стоимость ремонта надшахтных сооружений

$$C_{нс} = (0{,}164 + 0{,}07 \cdot A_г) \cdot T, \text{ тг.},$$

$$C_{нс} = (0{,}164 + 0{,}07 \cdot 1\,000\,000) \cdot 17 = 3\,978\,000 \text{ тг.}$$

Итого стоимость всего

$$\sum Э = 1\,757\,881\,800 \text{ тг.}$$

Удельные эксплуатационные расходы, отнесенные на извлекаемые запасы

$$\overline{C_Э} = \frac{\sum Э}{Q_{извл}}, \text{ тг/т.},$$

$$\overline{C_э} = \frac{1\,757\,881\,800}{11\,770\,000} \approx 150 \text{ тг / т.}$$

Себестоимость руды

$$C_Э = \overline{K} + \overline{C_Э}, \text{ тг/т.},$$

$$C_э = 61{,}50 + 150 = 211{,}5.$$

Приведенные затраты

$$I = C_Э + E \cdot K_{уд}, \text{ тг/т},$$

где E – коэффициент эффективности капитальных вложений.

$$I = 211{,}5 + 0{,}15 \cdot 723 \approx 320 \text{ тг/т},$$

Результаты расчета сводим в таблицу Г.1

Таблица Г.1 - Критерии оптимальности

Наименование	***Ед. изм.***	***Варианты***	
		I	***II***
Капитальные затраты			
Проходка вертикального ствола	*тг*	195 000 000	141 000 000
Проходка вентиляционного ствол	*тг*	254 000 000	254 000 000
Проходка вертикального слепого ствола	*тг*	-	сл 76 000 000
Проходка квершлагов	*тг*	152 000 000	47 000 000
Проходка штреков	*тг*	187 500 000	187 500 000
Здания и сооружения	*тг*	16 302 000	12 540 000
Проходка и оборудование околоствольного двора	*тг*	7 488 000	5 760 000
Итого	*тг*	***811 790 000***	***723 800 000***
Удельные капитальные затраты на 1 т годовой добычи	*тг/т*	812	723
Эксплуатационные расходы			
Поддержание вертикального ствола	*тг*	6 630 000	4 794 000
Поддержание вентиляционного ствола	*тг*	4 318 000	4 318 000
Поддержание слепого ствола	*тг*	-	2 312 000
Поддержание квершлагов	*тг*	10 302 000	8 160 000
Поддержание штреков	*тг*	14 866 000	10 123 500
Подъем руды	*тг*	612 040 000	394 295 000
Здания и сооружения	*тг*	3 978 000	3 978 000
Транспортировка по квершлагами	*тг*	731 250 000	376 649 000
Транспортировка штреками	*тг*	1 380 032 500	934 538 000
Водоотлив	*тг*	167 500 000	18 714 300
Итого	*тг*	***2 930 916 500***	***1 757 881 800***
Себестоимость 1 т руды	*тг/т*	320	211, 5
Приведенные затраты	***тг/т***	***442***	***320***

В результате анализа расчетов технико-экономических показателей двух вариантов и по минимуму приведенных затрат принимаем способ вскрытие вертикальным стволом с переходом на слепой вертикальный ствол.

Определение место заложения основной вскрывающей выработки

Оптимальное расположение основной вскрывающей выработки исходя из условия минимальной работы транспорта обеспечивается, если общая работа по транспортировке полезного ископаемого по откаточным выработкам выраженная произведением груза на расстояние, для всего шахтного поля будет наименьшей.

Наиболее известными методами определение место заложения основной вскрывающей выработки, является аналитический метод академика Л.Д.Шевякова и графический метод профессора П.К.Соболевского. В основе обоих методов лежит определение минимальной работы и стоимости откатки.

Графический метод академика Шевякова Л.Д.

Сущность метода Л.Д. Шевякова заключается в заложении ствола в таком пункте, который отвечал бы наименьшей работе откатки по штрекам. Такая же задача решается и в графическом методе. Последний несколько сложнее, но дает возможность без дополнительных расчетов определять величину работы откатки для любого места заложения (рисунок Г.3)

Подсчет запасов произведем методом вертикальных сечений, расположенных через 100 м по простирании в результате получим запасы одного блока

$$Q = m_{ср} \cdot I \cdot L_{пад} \cdot \gamma = 5 \cdot 136 \cdot 700 \cdot 2{,}7 \approx 1\ 285\ 000\ т$$

Допустим, ствол расположены правой части месторождения (T_{10}), то работа выполняемые по транспортировке груза

$$R_1 = T_1\ (l_1 + l_2 + l_3 + l_4 + l_5 + l_6 + l_7 + l_8 + l_9)$$

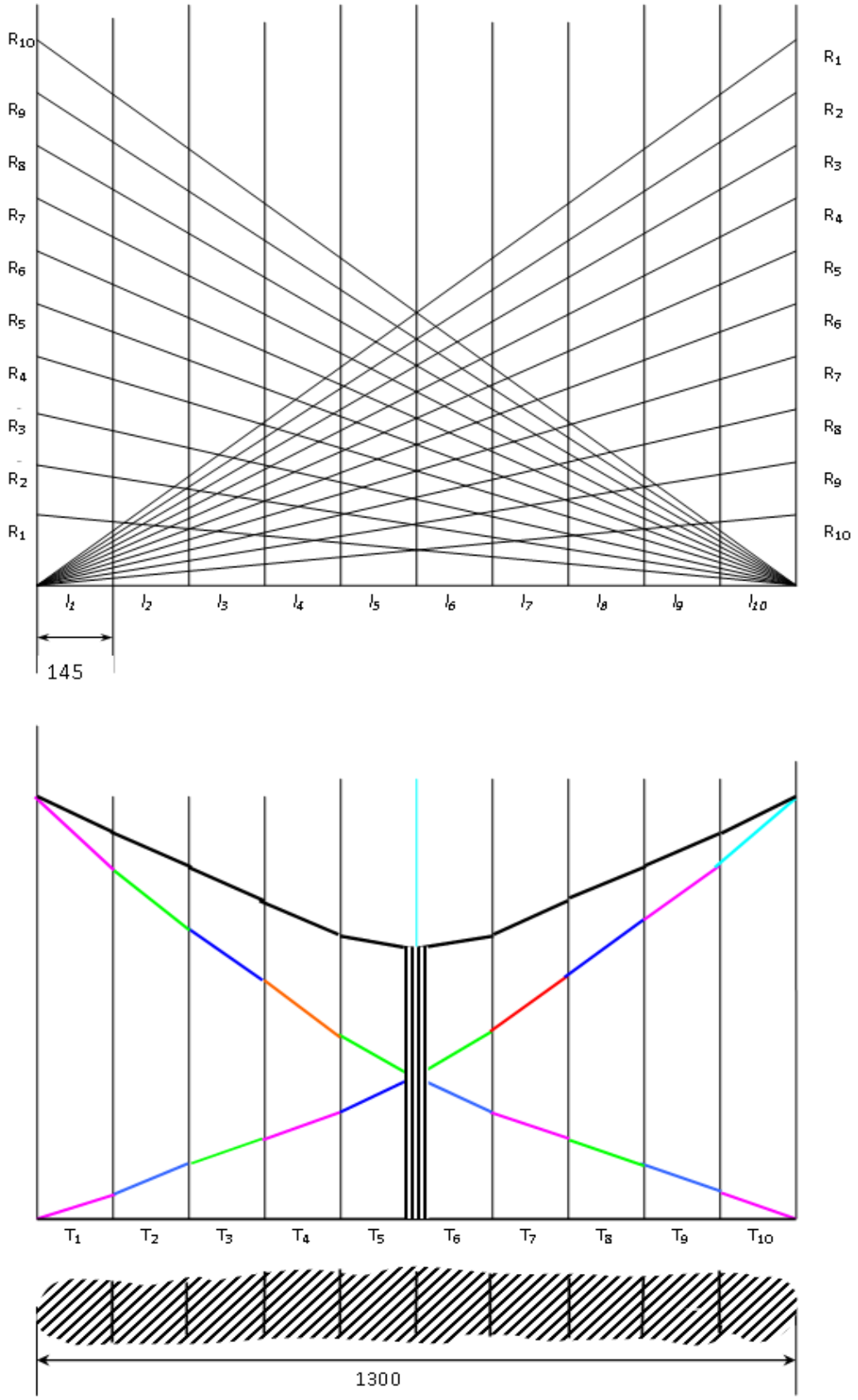


Рисунок Г.3 – Определение местозаложения ствола графическим методом академика Шевякова Л.Д.

Приложения Д

Влияние горно-геологических и горнотехнических факторов на выбор системы разработки

Таблица Д.1 - Горно-геологические и горнотехнические факторы

Факторы, влияющие на выбор системы разработки	**Характеристика фактора применительно к разработке данного месторождения**	**Возможные системы разработки по каждому из факторов**
Постоянные факторы		
Форма рудного тела	Пластообразные	1, 3, 5
Мощность рудного тела, м	8	1, 5
Угол падения, град	45^0	3
Характер контакта рудного тела со вмещающими породами	Четкий	5
Переменные факторы		
Нарушение залегания	------	------
Устойчивость руды и другие ее физические свойства	устойчивые, крепость (f = 12 ÷ 14)	2, 5
Устойчивость вмещающих пород и другие их физические свойства	Среднее устойчивые крепость (f = 5 ÷ 7)	4
Характер распределения рудных минералов в рудном теле	Равномерный	3
Факторы, влияющие на выбор системы разработки	Характеристика фактора применительно к разработке данного месторождения	Возможные системы разработки по каждому из факторов
Минералогический состав вмещающих пород	Невыдержанный – в пустых породах могут встречаться полезные ископаемые	1 4
Ценность руды	Средней ценности	5
Склонность руды к самовозгоранию, окислению, слеживанию	Нет склонности	5
Глубина разработки рудного тела, м	600	5
Гидрогеологические условия разработки	Слабоводоносные	5
Возможность нарушения дневной поверхности	Не имеется возможность	1
Прочие факторы, влияющие на выбор системы разработки	Имеется автомобильные и железнодорожные магистрали	1, 2, 3, 5

Таблица Д.2 - Критерии оптимальности

K_n	**Критерии оптимальности**	**Системы разработки**		
		Вар. 1	**Вар. 2**	**Вар. 3**
K_1	Производительность труда рабочего по системе, т/см	90	50	35
K_2	Себестоимость добычи, тг/т	3500	4000	5500
K_3	Разубоживание, %	8	15	5
K_4	Потери, %	10	12	8
K_5	Промышленная ценность руды, тг	9900	12000	10 000
K_6	Экономический ущерб от разубоживания, тг/т	860	950	895
K_7	Экономический ущерб от потерь, тг/т	860	850	900
K_8	Суммарные технологические затраты, тг	4400	5600	8450
K_9	Рентабельность использования руды, тг	7850	7776	8560
K_{10}	Коэффициент эффективности системы	5,72	4,6	3,1

Определяются величины отклонений оптимальных значений от расчетных

$$\Delta J_{jp}^{jp} = \frac{J_{jp}^{jp} - J_{jp}^{jo}}{J_{jp}^{jo}}, \qquad (Д.1)$$

$$\Delta J_1^1 = \frac{90-90}{90} = 0 \qquad \Delta J_2^1 = \frac{50-90}{90} = -0,44 \qquad \Delta J_3^1 = \frac{35-90}{90} = -0,61$$

$$J_1^2 = \frac{3\,500-3500}{3500} = 0 \qquad \Delta J_2^2 = \frac{3500-4\,000}{3\,500} = -0,14 \qquad \Delta J_3^2 = \frac{3\,500-5\,500}{3\,500} = -0,57$$

$$\Delta J_1^3 = \frac{8-5}{5} = 0,6 \qquad \Delta J_2^3 = \frac{15-5}{5} = 2 \qquad \Delta J_3^3 = \frac{5-5}{5} = 0$$

$$\Delta J_1^4 = \frac{10-8}{8} = 0,25 \qquad \Delta J_2^4 = \frac{12-8}{8} = 0,5 \qquad \Delta J_3^4 = \frac{8-8}{8} = 0$$

$$\Delta J_1^5 = \frac{9900-12000}{12000} = -017 \qquad \Delta J_2^5 = \frac{12000-12000}{12000} = 0 \qquad \Delta J_3^5 = \frac{10000-12000}{12000} = 0,16$$

$$\Delta J_1^6 = \frac{860-860}{860} = 0 \qquad \Delta J_2^6 = \frac{950-860}{860} = 0,10 \qquad \Delta J_3^6 = \frac{895-860}{860} = 0,04$$

$$\Delta J_1^7 = \frac{860-850}{850} = 0,01 \qquad \Delta J_2^7 = \frac{850-850}{850} = 0 \qquad \Delta J_3^7 = \frac{900-850}{850} = 0,06$$

$$\Delta J_1^8 = \frac{4400-4400}{4400} = 0 \qquad \Delta J_2^8 = \frac{5600-4400}{4400} = 0{,}27 \qquad \Delta J_3^8 = \frac{8450-4400}{4400} = 0{,}92$$

$$\Delta J_1^9 = \frac{7850-7776}{7776} = 0{,}009 \qquad \Delta J_2^9 = \frac{7776-7776}{7776} = 0 \qquad \Delta J_9^9 = \frac{8550-7776}{7776} = 0{,}09$$

$$\Delta J_2^{10} = \frac{5{,}72-5{,}72}{5{,}72} = 0 \qquad \Delta J_2^{10} = \frac{4{,}6-5{,}72}{5{,}72} = -0{,}19 \qquad \Delta J_3^{10} = \frac{3{,}1-5{,}72}{5{,}72} = -0{,}45$$

Для каждого столбца матрицы, соответствующего определенной системе разработки, вычисляется норма вектора отклонений

$$R_j = \sqrt{J_{jp1}^{jp^2} + J_{jp2}^{jp^2} + \ldots + J_{jpn}^{jp^2}}\,, \qquad (Д.2)$$

$$R_1 = \sqrt{0{,}6^2 + 0{,}25^2(-0{,}017)^2 + 0{,}01^2 + 0{,}009^2} = 0{,}67$$

$$R_2 = \sqrt{(-0{,}44)^2 + (-0{,}14)^2 + 2^2 + 0{,}5^2 + 0{,}10^2 + 0{,}04^2 + 0{,}27^2 + (-0{,}19)^2} = 2{,}14$$

$$R_3 = \sqrt{(-0{,}61)^2 + (-0{,}57)^2 + 0{,}16^2 + 0{,}04^2 + 0{,}06^2 + 0{,}92^2 + (0{,}09)^2 + (-0{,}45)^2} = 1{,}40$$

Расчет параметров систем разработки

Определим геологические запасы руды блока, камеры

$$V_{бл} = m \cdot L \cdot h \cdot \gamma_p\,, \qquad (Д.3)$$

$$V_{бл} = 5 \cdot 50 \cdot 50 \cdot 2{,}7 = 33\,750 \text{ т},$$

где m - истинная мощность рудного тела,м;

L - длина камеры, м;

h - наклонная высота рудного тела;

γ_p - плотность руды, м^3/т.

Извлекаемые запасы определяем по формуле

$$V_{изв} = V_{бл} \cdot \kappa_{изв} \qquad (Д.4)$$

где $\kappa_{изв}$ - коэффициент извлечения руды,

$$V_{изв} = 33\,750 \cdot 0{,}92 = 31\,000 \text{ т.}$$

Расчет параметров отбойки руды

Расчет ВВ на проектную величину подвигания забоя за цикл определяем по формуле

$$Q = q \cdot V = q \cdot S_{пр} \cdot l_{шп} \cdot \eta, \text{ кг,} \quad (Д.5)$$

$$Q = 0{,}73 \cdot 150 \cdot 6 \cdot 0{,}9 = 591 \text{ кг,}$$

где q - удельный расход ВВ, кг/м^3;

$S_{пр}$ - проектная площадь сечения забоя, м^2;

V - объем взорванной породы в массиве за цикл, м^3;

$l_{шп}$ - глубина шпуров, м;

η - коэффициент использования шпуров (КИШ).

Коэффициент использования шпуров определяем по формуле

$$\eta = \frac{l_{ух}}{l_{шп}}, \quad (Д.6)$$

где $l_{ух}$ - уходка забоя за один цикл, м.

Удельный расход ВВ определяем по формуле Н.М. Покровского

$$q = q_{уд} \cdot к_{зп} \cdot к_{сп} \cdot e, \text{ кг/м}^3, \quad (Д.7)$$

$$q = 1{,}0 \cdot 0{,}98 \cdot 1{,}1 \cdot 0{,}89 = 0{,}95 \text{ кг/м}^3,$$

где $q_{уд}$ - удельный заряд условного ВВ, кг/м^3;

$к_{зп}$ - коэффициент зажима породы;

$к_{сп}$ - коэффициент структуры породы;

e - коэффициент относительной работоспособности ВВ.

Значения удельного заряда условного ВВ определяется из таблицы Д.1.

Таблица Д.1 - Удельный заряд условного ВВ в зависимости от крепости пород

Коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова	**Удельный заряд условного ВВ $q_{уд}$, кг/м^3**
20-15	1,5-1,2
14-10	1,1-1,0
9-7	0,9-0,7
6-4	0,6-0,4
3-2	0,3-0,2
2	0,15

Значения удельного заряда условного ВВ принимаем равным 1.0

Значение коэффициента зажима $к_{зп}$ определяются по формуле

$$к_{зп} = \frac{3 \cdot l_{шп}}{\sqrt{S_{пр}}}, \qquad (Д.6)$$

$$к_{зп} = \frac{3 \cdot 4}{\sqrt{150}} = 0{,}98.$$

Коэффициент структуры породы $к_{сп}$ определяется в зависимости от свойств массива:

- вязкие пористые породы $к_{сп}$ = 2;
- дислоцированные, с неправильным залеганием, мелкой трещиноватостью $к_{сп}$ = 1,4;
- сланцевые, с меняющейся крепостью и напластованием, перпендикулярным направлению шпура $к_{сп}$ = 1,3;
- массивно хрупкие $к_{сп}$ = 1,1;

мелкопористые, неплотные $к_{сп}$ = 0,8.

Принимаем значение $к_{сп}$ = 1,1.

Коэффициент относительной работоспособности ВВ определяется по данным таблицы Г.2.

Взрывчатое вещество - гранулит АС - 8

Таблица Г.2 - Расчетные коэффициенты эквивалентных зарядов ВВ по идеальной работе взрыва (эталон - аммонит № 6ЖВ)

Взрывчатое вещество	$e = A_{эт} / A_{вв}$
Аммонал скальный № 3	0,8
Детонит М	0,82
Гранулит АС-8В	0,89
Гранулит АС-8	0,89
Акванит АРЗ-8	0,89
Аммонал М-10	0,9
Аммонал водоустойчивый	0,9
Гранулит АС-4	0,98
Гранулит АС-4В	0,98
Граммонит 79/21	1,0
Аммонит № 6ЖВ	1,0
Гранулит М	1,15

Число шпуров на забой определяется по формуле Н.М. Покровского

$$N = \frac{q \cdot S_{пр} \cdot \eta}{j \cdot a_з}, \qquad (Д.7)$$

$$N = \frac{0{,}95 \cdot 150 \cdot 0{,}9}{1{,}5 \cdot 0{,}75} = 114 \text{ шт.},$$

где j - весовое количество ВВ, приходящееся на единицу длины шпура, кг/м;

$a_з$ - коэффициент заполнения шпура;

q - удельный расход ВВ, кг/м3;

$S_{пр}$- проектная площадь сечения забоя, м^2;

η - величина КИШ.

Для гранулированных ВВ вместимость 1 м шпура определяется по таблице Д.3.

Диаметр шпура 42 мм.

Таблица Д.3 - Расчетная вместимость 1 м шпура для гранулированных ВВ

Диаметр шпура, мм	**Плотность заряжания, г/см^3**		
36	1,02	1,07	1,1
40	1,26	1,32	1,38
41	1,32	1,38	1,45
42	1,38	1,45	1,52
45	1,59	1,67	1,75
51	2,04	2,14	2,25

Значения коэффициента заполнения шпура принимают равным 0,7- 0,85 в зависимости от крепости горных пород. Меньшие значения а принимать для пород слабых и средней крепости ($f \leq 10$), большие значения - для крепких и очень крепких пород (f >10).

Значения линий наименьшего сопротивления (ЛНС) для отбойки шпуров диаметром 42 мм с учетом крепости пород и типа ВВ рекомендуется принимать по таблице 4

Таблица Д.4 - Линии наименьшего сопротивления (ЛНС) для отбойки шпуров диаметром 42 мм

Тип ВВ	**Коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова**					
	6-8	8-10	10-12	12-14	14-16	16-18
Гранулит АС-8	0,93	0,82	0,74	0,68	0,64	0,60
Аммонит № 6ЖВ	0,93	0,82	0,74	0,68	0,64	0,60
Аммонал	1,07	0,95	0,85	0,79	0,74	0,69
Детонит М	1,20	1,06	0,95	0,88	0,83	0,77
Скальный аммонал № 3	1,13	1,16	1,04	0,96	0,91	0,84

При моих условиях значение ЛНС равняется W = 0,82

Взрывание забоя выработки выполняется в соответствии с паспортом буровзрывных работ, в котором указываются: породы, число, диаметр и глубина шпуров, тип вруба, тип ВВ, величина зарядов, схема взрывания, ожидаемые результаты взрыва. При изменении свойств пород паспорт должен уточняться, он также периодически уточняется с учетом результатов взрыва.

Объем отбитой горной массы в забое при известных ЛНС и мощности залежи находим из выражения

$$V_{отб} = l_з \cdot W \cdot m \cdot N_р \text{ , кг/м}^3, \qquad (Д.8)$$

где m - мощность залежи, м;

$N_р$ - число взрываемых рядов шпуров; $N_р = 114/2 = 57$

$l_з = l_ш \cdot \eta \cdot sin\alpha$ - уход забоя за цикл, м;

$l_ш$ - длина шпура, м;

η - коэффициент использования шпура;

α - угол наклона шпура.

С учетом вышеприведенного выражения для $l_з$ получим

$$V_{отб} = W \cdot m \cdot N_р \cdot l_ш \cdot \eta \cdot sin\alpha \text{ , кг/м}^3, \qquad (Д.9)$$

$$V_{отб} = 0{,}82 \cdot 5 \cdot 57 \cdot 4 \cdot 0{,}9 \cdot sin\alpha = 841 \text{ м}^3 .$$

Число ряда для шпуров (округляется до целого)

Мощность залежи 5м, угол $\alpha = 60^0$.

$$N_ш = (m - 2\, a_{кр})/a + 1 \qquad (Д.10)$$

$$N_ш = (5 - 2 \cdot 0{,}2)/0{,}1 + 1 = 4 \text{ ряда},$$

где $a_{кр}$ = 0,2-0,03 м - расстояние от стенок очистного пространства до оконтуриваюших шпуров. 4,6

Общая длина шпуров

$$l_ш = N_ш \cdot l_ш \cdot N_р \text{ , м}, \qquad (Д.11)$$

$$l_ш = 1 \cdot 4 \cdot 57 = 228 \text{ м}.$$

Общий расход ВВ на отбойку

$$Q_{вв} = q_ш \cdot l_ш \cdot к_з \text{ , кг}, \qquad (Д.12)$$

$$Q_{вв} = 1{,}5 \cdot 228 \cdot 0{,}72 = 246{,}24 \text{ кг},$$

где $q_ш = \eta d^2 \cdot \Delta\, к_з/4$ - масса заряда ВВ на 1м шпура, кг/м.

Δ = 0,8 - 0,9 - плотность заряжания;

$к_з$ - коэффициент заполнения шпура (0,6-0,72);.

Масса заряда ВВ, приходящаяся на 1 м при различных диаметрах шпура

d, мм	34	36	38	40	42	44
$q_ш$, кг/м	0,968	1,086	1,21	1,34	1,478	1,622

Удельный расход ВВ на отбойку (реальный для принятых условий)

$$q = Q_{вв}/V_{отб} \ , \ кг/м^3 , \qquad (Д.13)$$

$$q = 246,24/841=0,3 \ кг/м^3 .$$

Приложение Е

Выбор транспорта и транспортных средств

Исходя из технологии работ, длина откатки, количества транспортируемой горной массы и ее характеристики, основным видом рудничного транспорта принят электровозный.

Основная электровозная откатка руды и породы ведется в направлении скипового ствола, где расположены приемлемые устройства дробильного комплекса и рудоперепуски для приема руды.

Для откатки руды и породы проектом приняты глухие вагоны ВГ-4,5. Откатка руды и породы предусматривается электровозами К-14. Выбор типа электровозов и вагонов, а также определение потребного их количества выполнены в горно-механической части проекта.

Подземная электровозная откатка стоит из следующих основных элементов: подвижного состава; тяговой сети, преобразовательной тяговой подстанции.

Годовая производительность рудника

$$A_р = A_{сут} \cdot n_{дн}\ , \text{ т/год}, \qquad (Е.1)$$

$$A_р = 3235 \cdot 305 \approx 1\ 000\ 000 \text{ т/год},$$

где $A_{сут}$ – суточная производительность рудника, т/сут;

$n_{дн}$ – количество рабочих дней в году.

Расстояние откаточных участков в грузовом и порожняковом направлениях

$$l_{1гр} = 40 + 230 + 750 + 300 = 1320 \text{ м}.$$

$$l_{2гр} = 40 + 230 + 750 + 300 = 1320 \text{ м}.$$

$$l_{1пор} = 230 + 750 + 40 = 1080 \text{ м}.$$

$$l_{2пор} = 230 + 750 + 40 = 1200 \text{ м}.$$

В соответствии с производственной мощностью рудника и средневзвешенной длины откатки принимаем контактный электровоз К-14 (для шахт не опасных по газу и пыли) и вагоны типа ВГ-4,5 и для проходческих работ ВГ 2,2.

Расчет электровозного транспорта

Полезная масса (фактическая грузоподъемность вагона)

$$G = V \cdot \gamma_т \cdot К_н, \qquad (Е.2)$$

где V – емкость кузова, $м^3$;

$\gamma_т$ – плотность руды в насыпи, т/м^3;
$К_н$ – коэффициент наполнения кузова.

$$G = 4{,}5 \cdot 1{,}7 \cdot 0{,}9 = 6{,}8 \text{ т.}$$

Основное удельное сопротивление движению груженного и порожнего вагона

$$W_{гр} = 10{,}5 \cdot G_0^{-1/3}, \quad (Е.3)$$

$$W_{пор} = 10{,}5 \cdot G_0^{1/3}, \quad (Е.4)$$

где G – масса вагона, т.

$$W_{гр} = 10{,}5 \cdot 6{,}8^{-1/3} = 5{,}46 \text{ н/кН.}$$

$$W_{пор} = 10{,}5 \cdot 3{,}85^{-1/3} = 6{,}5 \text{ н/кН.}$$

Средний преобладающий уклон рельсовых путей 3 %.

Количество и производительность электровозов

Число возможных рейсов одного электровоза в течение смены

$$Ч_р = \frac{60 \cdot T_{см}}{T_р}, \quad (Е.5)$$

где $Т_{см}$ – производительность работы электровоза в течение смены, на 30 мин. меньше продолжительность смены.

$$Т_{см} = 6 - 0{,}5 = 5{,}5 \text{ ч.}$$

$$Ч_р = \frac{60 \cdot 5{,}5}{48{,}6} = 6{,}7 \, рейсов$$

Необходимое число рейсов в смену для вывоза основной руды

$$Ч_{р.см} = \frac{К \cdot К_п \cdot А_{см}}{Q}, \quad (Е.6)$$

где $К$ – коэффициент неравномерности;
$К_п$ – коэффициент, учитывающий перевозку породы;
$А_{см}$ – сменная производительность шахты, т/мин.

$$Ч_{р.см} = \frac{1{,}5 \cdot 1{,}15 \cdot 1311}{88{,}4} = 25 \, рейсов.$$

Суммарное необходимое число рейсов в течение смены

$$Ч_0 = Ч_{р.см} + Ч_л + Ч_м, \qquad (Е.7)$$

где $Ч_л$ – число людских рейсов;

$Ч_м$ – число рейсов для перевозки оборудования и материалов.

$$Ч_0 = 25 + 2 + 1 = 28 \text{ рейсов.}$$

Необходимое число рабочих электровозов

$$N_э = \frac{Ч_0}{Ч_р} = \frac{28}{6{,}7} = 4{,}17 \approx 5 электровозов. \qquad (Е.8)$$

Инвентарное (месячное) количество электровозов

$$N_с = N_э + N_р = 5 + 2 = 7 \text{ электровозов} \qquad (Е.9)$$

где $N_р$ – количество электровозов, находящихся в резерве.

Расчет электроснабжения транспорта

Средний проездной ток

$$I_{ср} = \frac{1}{T_{дв}} \cdot \left(n_{дв} \cdot I_{гр} \cdot T_{ср} + n_д \cdot I_{пор} \cdot T_{пор}\right), \qquad (Е.10)$$

где $n_д$ – принимаемая в зависимости от схемы включения тяговых двигателей (при параллельном включении $n_д = 2$, с последовательным $n_д = 1$).

$$I_{ср} = \frac{1}{7{,}92} \cdot \left(2{,}61 \cdot 4{,}76 + 2 \cdot 77 \cdot 3{,}16\right) = 136 A.$$

Максимальная мощность тяговой подстанции

$$P_{max} = \frac{1}{3} \cdot K_0 \cdot U \cdot \left(I_{ср} + 2 \cdot I_{пус}\right) \cdot N_э \cdot n_c \cdot 10^{-3}, \qquad (Е.11)$$

где K_0 – коэффициент одновременной работы электровоза;

U – напряжение на скипах тяговой подстанции, В;

n_c – число секций электровоза.

$$P_{max} = \frac{1}{3} \cdot 0{,}7 \cdot 275 \cdot \left(136 + 2 \cdot 204\right) \cdot 5 \cdot 1 \cdot 10^{-3} = 139{,}6 кВт$$

Приложение Ж

Расчет необходимого количества воздуха

По среднесуточной добыче горной массы

$$Q_ш = T \cdot k \cdot g \ , \quad м^3/с, \qquad (Ж.1)$$

$$Q_ш = 4914 \cdot 1{,}4 \cdot 1{,}4 = 161,$$

где T – среднесуточная добыча горной массы, м^3;
k – коэффициент резерва воздуха;
g – норма воздуха.

По расходу ВВ

$$Q_ш = \frac{100 \cdot A \cdot b \cdot k}{C_k \cdot t} \quad м^3/с, \qquad (Ж.2)$$

$$Q_ш = \frac{100 \cdot 9260 \cdot 0{,}004 \cdot 1{,}7}{0{,}0016 \cdot 30} \approx 277 \ м^3/с,$$

где A – количество одновременно взрываемого ВВ, кг;
b – газовость ВВ, м^3/кг;
k – коэффициент, учитывающий утечку воздуха;
$C_к$ – допустимая концентрация условной окиси углерода, %;
t – время проветривания после взрыва, мин.

По количеству людей

$$Q_ш = 6 \cdot k \cdot n \ , \ м^3/с, \qquad (Ж.3)$$

$$Q_ш = 6 \cdot 1{,}7 \cdot 146 = 25,$$

где n – наибольшее число людей, одновременно находящихся в очистном забое.

По выносу пыли

$$Q_ш = \left(\sum S_{оч} \cdot V_{оч.опт} + \sum S_{под} \cdot V_{под.опт} + \sum S_{нар} \cdot V_{нар.опт} + \sum S_{гп} \cdot V_{гп.опт}\right) \cdot k \ , м^3/с, \qquad (Ж.4)$$

$$Q_ш = (0 \cdot 0{,}75 + 169{,}5 \cdot 0{,}6 + 57 \cdot 0{,}6 + 36 \cdot 0{,}6) \cdot 1{,}7 = 4{,}5,$$

где $\sum S_{оч}, \sum S_{под}, \sum S_{нар}, \sum S_{гп}$ - суммарная площадь поперечного сечения очистных, подготовительных, нарезных и горно-капитальных выработок соответственно, м^2;

$V_{опт}$ – оптимальная скорость движения воздуха, м/с.

По наибольшему расходу воздуха принимаем $Q_ш$ = 250 м^3/с.

Определение общешахтной депрессии

При фланговой схеме проветривания минимальной депрессии соответствует первый горизонт, максимальной – последний.

Подсчет общешахтной депрессии производится суммированием депрессии выработок и определяется по формуле

$$H_ш = h_1 + h_2 + h_3 + ... + h_n \text{ , кгс/с,} \qquad (Ж.5)$$

$$H_ш = 6{,}8 + 77{,}6 + 73{,}7 + 0{,}8 + 2{,}9 + 48{,}9 + 46 + 9{,}7 = 266,$$

где $h_1, h_2, ..., h_n$ - депрессии отдельных выработок.

$$h_i = \frac{\alpha \cdot L \cdot P}{S^3} \cdot Q^2 \text{, кгс/м}^2\text{,} \qquad (Ж.6)$$

где α – аэродинамический коэффициент сопротивления выработки;

L – длина выработки, м;

P – периметр выработки, м;

S – сечение выработки, м^2;

Q – количество воздуха, проходящего через выработку, м^2/с.

Шахтный ствол

$$h_1 = \frac{0{,}0012 \cdot 320 \cdot 18{,}21}{29{,}75^3} \cdot 160^2 = \frac{7}{26330} \cdot 25600 = 6{,}8 \text{ кгс/м}^2\text{.}$$

Квершлаг

$$h_2 = \frac{0{,}0013 \cdot 347 \cdot 15{,}1}{13{,}1^3} \cdot 160^2 = 77{,}6 \text{ кгс/м}^2\text{.}$$

Откаточный штрек

$$h_3 = \frac{0{,}0017 \cdot 760 \cdot 17}{12{,}4^3} \cdot 80^2 = 73{,}7 \text{ кгс/м}^2\text{.}$$

Вентиляционный восстающий

$$h_4 = \frac{0{,}0017 \cdot 50 \cdot 0{,}7}{5{,}7^3} \cdot 50^2 = 0{,}8 \text{ кгс/м}^2 .$$

Вентиляционный орт-заезд

$$h_5 = \frac{0{,}0013 \cdot 80 \cdot 10{,}6}{7^3} \cdot 30^2 = 2{,}9 \text{ кгс/м}^2 .$$

Вентиляционный штрек

$$h_6 = \frac{0{,}0013 \cdot 760 \cdot 17}{13^3} \cdot 80^2 = 48{,}9 \text{ кгс/м}^2 .$$

Квершлаг вентиляционного ствола

$$h_7 = \frac{0{,}0013 \cdot 205 \cdot 11{,}3}{7{,}5^3} \cdot 80^2 = 46 \text{ кгс/м}^2 .$$

Вентиляционный ствол

$$h_8 = \frac{0{,}0006 \cdot 300 \cdot 16{,}5}{12{,}5^3} \cdot 80^2 = 9{,}7 \text{ кгс/м}^2 .$$

Величина местных сопротивлений определяется в пределах 25 % от общешахтной депрессии.

Величина депрессии естественной тяги определяется по формуле

$$h_e = 13{,}6 \frac{K \cdot P_б \cdot H}{100} \cdot \left(\frac{100}{(273 + t') \cdot R} - \frac{100}{(273 + t'') \cdot R}\right), \text{ Па} \qquad (Ж.7)$$

$$h_в = 13{,}6 \cdot \frac{1{,}32 \cdot 760 \cdot 320}{100} \cdot \left(\frac{100}{(273 + 1{,}6) \cdot 29{,}4} - \frac{100}{(273 + 1{,}7) \cdot 29{,}4}\right) = 44 \text{ мм рт. ст.} = 5870,$$

где K – коэффициент, зависящий от глубины шахты;

$P_б$ – барометрическое давление, мм рт.ст.;

R – газовая постоянная;

t' - среднегодовая температура воздуха в стволе;

t'' - среднегодовая температура в ОД.

Выбор вентилятора главного проветривания

Расход воздуха главного вентилятора

$$Q_B = \frac{Q_{Ш} \cdot 1{,}1}{Z}\ ,\ \text{м}^3/\text{с}, \qquad (Ж.8)$$

$$Q_B = \frac{219 \cdot 1{,}1}{2} = 121,$$

где Z - количество работающих вентиляторов.
Необходимый размер эквивалентного отверстия

$$A_ш = \frac{0{,}38 \cdot Q_ш}{2 \cdot \sqrt{h}}\ ,\ \text{м}^2 \qquad (Ж.9)$$

$$A_ш = \frac{0{,}38 \cdot 219}{2 \cdot \sqrt{266{,}4}} = 2{,}5$$

Аэродинамическое сопротивление шахты

$$R_{Ш} = \frac{h}{Q_{Ш}^2}\ ,\ \text{с}^2/\text{м}^2\ , \qquad (Ж.10)$$

$$R_{Ш} = \frac{266{,}4}{219} = 1{,}2\ .$$

Диаметр рабочего колеса

$$D = \sqrt{\frac{A_{Ш}}{0{,}44}}\ ,\ \text{м}, \qquad (Ж.11)$$

$$D = \sqrt{\frac{2{,}5}{0{,}44}} = 2{,}4\ .$$

Аэродинамическое сопротивление вентиляторной установки

$$R_{ву} = \frac{K_c \cdot \pi}{D^4},\ \text{kμ}, \qquad (Ж.12)$$

$$R_{ву} = \frac{0{,}05 \cdot 3{,}14}{2{,}4^4} = 0{,}0047\ \text{kμ}.$$

Производительность вентилятора

$$Q_B = \frac{1}{2} \cdot Q_{Ш} \cdot \left(1 + \frac{A}{100}\right), \text{ м}^3/\text{с}, \qquad (Ж.13)$$

$$Q_B = \frac{1}{2} \cdot 219 \cdot \left(1 + \frac{15}{100}\right) = 126.$$

Расчетная депрессия ВГП

$$H_B = h_ш + R_{B.Y} \cdot Q_B^2, \qquad (Ж.14)$$

$$H_B = 266{,}4 + 0{,}006 \cdot 126^2 = 361{,}6.$$

Ориентировочная мощность двигателя

$$N = \frac{Q_B \cdot H_B}{102 \cdot \eta_B \cdot \eta_{B^1} \cdot \eta_i}, \text{ кВт} \qquad (Ж.15)$$

$$N = \frac{121 \cdot 361{,}6}{102 \cdot 0{,}77 \cdot 0{,}95 \cdot 0{,}98} = 598{,}38.$$

где η_B - КПД вентилятора;

η_{B^1} - КПД двигателя;

η_I - КПД передачи от двигателя к вентилятору.

Таким образом, исходные данные для выбора вентилятора:
Q_B = 126 м^3/с – производительность,
H_B = 266,4 – депрессия рудника.
Выбираем осевой вентилятор типа ВОД-40.
Характеристика вентилятора:
Производительность – 245 м^3/с.
Диаметр рабочего колеса – 4000 мм.
Проектом принимается два вентилятора и один резервной вентилятор.

Приложение 3

Таблица 3.1 - Режим работы, цехов и служб предприятия, занятых в технологии добычи и транспортировки руды

Наименование	Подземный рудник	
	Основные горно-транспортные работы	Вспомогательные работы
Число рабочих дней в году	305	320
Число рабочих дней в неделю	7	9
Количество смен в сутки	1-3	1-3
Продолжительность смены, час	8	7

Численность трудящихся

Явочная численность рабочих рудника определена по данным технологических частей настоящего проекта в соответствии с объемами работ, режимом работы и производительностью оборудования.

Штатное расписание трудящихся на подземных работах приведено в таблице 3.2. А фонд оплаты труда приведен в таблице 3.3.

Таблица 3.2 - Штатная расстановка трудящихся на подземных работах

Профессия и должность	Категория/ Разряд	Численность, чел.					
		В том числе по сменам			Итого явочный состав	Коэф. списоч. состава	Итого списоч. состав
		1	2	3			
Начальник участка (рудника)	ИТР	1			1	1	1
Ст. мастер участка	ИТР	1			1	1	1
Горный мастер	ИТР	1	1	1	3	1,5	4
Участковый геолог	ИТР	1			1	1	1
Участковый маркшейдер	ИТР	1			1	1	1
Ст. электромеханик рудника	ИТР	1			1	1	1
Электромеханик	ИТР	2			2	2	2
Нормировщик экономист	ИТР	2			2		2
Итого:		**10**	**1**	**1**	**12**		**13**
Забойные рабочие:							
Бурильщики (шпуров и скважин)	6	6	6	6	18	1,5	27
Машинист ПНБ	6	6	6	6	18	1,5	27
Взрывники	5	2	2	2	6	1,5	8
Крепильщики	5	4			4	1,5	6
Дежурные электрослесари	5	1	1	1	3	1,5	4
Итого:		**19**	**15**	**15**	**49**		**72**

Продолжение таблицы 3.2

Профессия и должность	Катег-ория/ Раз-ряд	Численность, чел.					
		В том числе по сменам			Итого явочный состав	Коэф. Списоч. Состава	Итого списоч. Состав
		1	2	3			
Горноспасательная служба	5				5		5
Водитель-машинист аварийной службы	5	1	1	1	3	1,5	4
Итого		**1**	**1**	**1**	**8**		**9**
Прочие подземные рабочие: Доставщик ВМ	3	2	2	2	6		6
Машинист насосных установок	4	1	1	1	3	1,5	4
Слесарь-ремонтник	5	1	1	1	3	1,5	4
Газоэлектросварщик (подз.)	5	1			1		1
Горнорабочий	3	4	4	4	12	1,5	18
Итого:		9	8	8	25		33
Поверхностные рабочие							
Электрослесарь (слесарь)	5	2	2	2	6	1,5	8
Газоэлектросварщик	4	1	1		2		2
Газоэлектросварщик (подз.)	5	1			1		1
Горнорабочий	3	4	4	4	12	1,5	18
Итого:		**9**	**8**	**8**	**25**		**33**
Поверхностные рабочие							
Электрослесарь (слесарь) деж. И по рем. Обор-ния	5	2	2	2	6	1,5	8
Газоэлектросварщик	4	1	1		2		2
Замерщик на геолого-маркшейдерских работах	3	2			2		2
Табельщик-ламповщик	2	2	2	2	6	1,5	8
Плотник-кладовщик	4	1	1		2		2
Электрик	4	1	1		2		2
Такелажник	4	2	2		4		4
Дежурный лифтового подъема и маш. вентилятора главного проветривания	3	1	1	1	3	1,5	4
Гардеробщик	3	1	1	1	3	1,5	4
Машинист перекачной насосной	4	1	1	1	3	1,5	4
Итого:		**14**	**12**	**7**	**33**		**40**
Всего по руднику		49	35	30	114		167

Таблица 3.3-Фонд оплаты труда трудящихся на подземных работах

Наименование участка, службы, вида работ, профессий, должностей	Числ.	Разряд	З/плата на одного рабочего	Месячный ФЗП	Годовой ФЗП
Начальник участка (рудника)	1		200 000	200 000	2 400 000
Старший мастер участка	1		180 000	180 000	2 160 000
Горный мастер	4		160 000	640 000	7 680 000
Участковый геолог	1		150 000	150 000	1 800 000
Бурильщики	27	6	120 000	3 240 000	38 880 000
Участковый маркшейдер	1		150 000	150 000	1 800 000
Ст. электромеханик рудника	1		130 000	130 000	1 560 000
Электромеханик	2		120 000	240 000	2 880 000
Нормировщик экономист	2		100 000	200 000	2 400 000
Итого:	**40**			**5 130 000**	**61 560 000**
Забойные рабочие: Машинист ПНБ	27	6	130 000	3 510 000	42 120 000
Взрывники	8	5	125 000	1 000 000	12 000 000
Крепильщики	6	5	110 000	660 000	7 920 000
Дежурные эл.слесари	4	5	100 000	400 000	4 800 000
Итого:	**45**			**5 570 000**	**66 840 000**
Горноспасательная служба: Служащие	5	5	150 000	750 000	9 000 000
Водитель машиниста аварийной службы	4	5	110 000	440 000	5 280 000
Итого	**9**			**1 190 000**	**14 280 000**
Прочие подземные рабочие: Доставщик ВМ	6	3	110 000	660 000	7 920 000
Машинист насосных установок	4	4	120 000	480 000	5 760 000
Слесарь-ремонтник	4	5	115 000	460 000	5 520 000
Газо-эл.сварщик (подз.)	1	5	130 000	130 000	1 560 000
Горнорабочий	18	3	118 000	2 124 000	25 488 000
Итого:	**33**			**3 854 000**	**46 248 000**
Поверхностные рабочие: Электрослесарь (слесарь) дежурный и по ремонту оборудования	8	5	115 000	920 000	11 040 000

Продолжение таблицы 3.3

Наименование участка, службы, вида работ, профессий, должностей	Числ.	Разряд	З/плата на одного рабочего	Месячный ФЗП	Годовой ФЗП
Газоэлектросварщик	2	4	130 000	260 000	3 120 000
Замерщик на геолого-маркшейдерских работах	2	3	120 000	240 000	2 880 000
Табельщик-ламповщик	8	2	100 000	800 000	6 400 000
Плотник-кладовщик	2	4	100 000	200 000	2 400 000
Электрик	2	4	110 000	220 000	2 640 000
Дежурный лифтового подъема и машинист вентилятора главного проветривания	4	3	105 000	420 000	5 040 000
Гардеробщик	4		85 000	340 000	4 080 000
Машинист перекачной насосной	4	4	103000	412 000	4 944 000
Итого:	36			3 812 000	42544000
Всего по руднику				19 556 000	231 472 000
Премиальные, 20 %					46 294 400
Всего по руднику с премией					277 766 400

Расчет расхода нормируемых материалов на очистные работы приведены в таблице 3.4.

Таблица 3.4 - Расчет расхода нормируемых материалов на добычу руды

Наименование материалов	Ед. изм.	Норма расхода на 1 т	Цена на ед.доб, тенге	Сумма на 1 т, тенге	При достижении проектной мощности
Взрывчатые вещества	кг	0,67	250	168	168 000 000
Инициаторы	шт	0,37	45	16,65	16 650 000
Детонирующий шнур	м	1	55,50	55,50	55 500 000
Твердые сплавы (коронка)	шт	0,0475	15 520	737	737 000 000
Буровая сталь	т	0,0006	1 800	1,08	1 080 000
Лес крепежный	$м^3$	0,015	18 000	270	270 000 000
Канат стальной	кг	0,16	420	67	67 000 000
Шланги воздушные и водяные	м	0,03	610	18	18 000 000
Жировая смазка	кг	0,07	320	22,4	22 400 000
Запасные части для текущих и капитальных ремонтов				318	318 000 000
Всего					1 673 630 000
Прочие материалы (5% от суммы)					83 681 500
Итого					1 757 311 500
Заготовительно-склад-ские расходы (18%)					316 316 070
Всего:					2 073 627 500

Расчет потребности электроэнергии по руднику приведен в таблице 3.5.

Таблица 3.5 - Расчет потребности в электроэнергии по руднику

Потребители	Количество, шт	В том числе рабочих, шт	Годовой расход электроэнергии, кВт.ч
1. Подземный участок			
Электровозы К-14М	15	10	3 668 795
Опрокидыватели	2	2	824 165
Компрессор НВ-10/9	2	1	140 690
Насос ЦНС-105-98 (гор. -200 м)	2	1	224 163
Насос ЦНС-105-98 (гор. -250 м)	2	1	224 163
Насос ЦНС-105-98 (гор.-300 м)	2	1	224 163
Освещение выработок			65 667
Итого подземный участок			5 371 806
2. Поверхностные объекты			
Вентилятор ВОД40	3	2	8 440 875
Лифт	1	1	1 100 310
Электрокалорифер	1	1	1 500 600
Итого поверхностные потребители			11 041 785
Всего			16 413 591

Таблица 3.6 - Распределение электроэнергии на горнопроходческие работы и на добычу руды

Наименование работ	При достижении проектной мощности
Годовой расход электроэнергии, всего, кВт.ч.	16 413 591
В том числе: - на горнопроходческие работы, кВт.ч.	3 945 196
- на добычу руды, кВт.ч.	12 468 395

Продолжение приложения 3

Таблица 3.7 - Расчет амортизационных отчислений на основные фонды

Наименование работ и основных средств	Ед. изм.	Кол-во	Стоимость единицы, тыс. тенге	Сумма, тыс.тенге	Норма амортизации, %	Амортиз. отчислен. тыс.тг/т
Здания и сооружения: Автодорога	шт	1	24 302,1	24 302,1	4	0,60
Здание АБК	шт	1	7 766,4	7 766,4	4	0,24
Здание механической мастерской	шт	1	6 411,75	6 411,75	4	0,15
Высоковольтная линия электропередач	шт	2	21 493,22	42 986,44	4	2,30
Капитальные горные выработки	шт	4	64 016,19	256 064,76	8,3	14,2
Итого по зданиям и сооружениям				337 531,45		17,50
Машины и оборудования: Электровоз К-14М	шт	10	18 274	182 740,0	5	4,0
Вагон ВГ-4,5	шт	110	1 770,2	194 722,0	4	1,6
Вагон ВГ -2,2	шт	8	263,65	2 109,20	4	0,06
Вагон ВП-18	шт	6	469,3	2 815,8	4	0,09
Вагон ПОЗ	шт	10	290,5	2 905,0	4	0,06
Вагон ВВ	шт	8	295	2 360	4	0,05
Опрокидыватель ОКЭ 4,0-800	шт	2	9 200	18 400	6,5	0,95
АТП 500/275	шт	2	1 564,5	3 129	4	0,08
Вибропитатель ВП-1	шт	2	2 543	5 086	5,5	0,18
Стрел. переводы ПО-733-1/4-20П(л)	шт	3	795,3	2 385,9	4	0,07
Лебедка тягальная ШВА 710	шт	4	325,2	1 300,8	4,2	0,04
СЦБ	шт	1	2 098,0	2 098	4	0,06
Лифтовый подъемник	шт	1	1 650,0	1 650,0	4,8	0,06
Вентилятор ВОД40	шт	3	4 700,0	14 100	6,5	0,9
Калорифер КФСО-4	шт	1	1 200,0	1 200,0	6,5	0,045
Итого по машинам и оборудованию				437 001,7		8,25
Всего				774 533,15		125,75

Таблица 3.8 - Основные технико-экономические показатели

Наименование показателей	Показатели
Балансовые запасы, т	12 285 000
Извлекаемые запасы, т	11 770 000
Срок эксплуатации рудника, год	17
Себестоимость добычи 1 тонны, тг/т	12 457,50
Численность трудящихся, чел	167
Потери руды при добыче, %	8
Разубоживание, %	6
Плотность руды, т/м^3	2,7
Коэффициент разрыхления	1,5
Выход руды с 1 м шпура, м^3/м	3,25
Производительность отдельных выемочных блоков, тыс.т/мес	30