

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет имени
К.И. Сатпаева

Кафедра «Горное дело»

Алтыбаев Нұрбол Наврузбекұлы

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломному проекту

На тему: Проект подземной разработки Акбакайского месторождения

Специальная часть: Технология повторной разработки барьерных
целиков

5В070700 – «Горное дело»

Алматы 2019

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
2019г.

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
к дипломному проекту

На тему Проект подземной разработки Акбакайского месторождения

5В070700 Горное дело
(шифр и наименование специальности)

Выполнил:

Алтыбаев Н. Н.

Научный руководитель

Азбеков М.Ж. лектор
(уч. степень, звание)

М. Азбеков
(подпись)

« 13 » 05 2019г.

Алматы 2019

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет имени
К.И. Сатпаева

Институт Горно-металлургический

Кафедра Горное дело

Шифр и наименование специальности 5В070700 Горное дело

УТВЕРЖДАЮ

Заведующий кафедрой «Горное дело»,



К.Б. Рысбеков

2019 г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение дипломного проекта (работы)

Студенту Алтыбаев Нұрбол Наврузбекұлы

Тема Проект подземной разработки Акбакайского месторождения

Специальность: Технология повторной разработки барьерных участков

Утверждена приказом по университету № от " "

Срок сдачи законченной диссертации, проекта (работы) « »

Исходные данные к магистерской диссертации, дипломному проекту (работе)

материал предыдущей практики и учебная литература

Перечень подлежащих разработке в дипломном проекте вопросов

- а) Геологическая часть, вскрытие и подготовка м-шей,
б) Система разработки, рудный транспорт, аэрология, вентиляция

Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей) Геологическая карта, схема вскрытия, система разработки, специальная часть.







Рекомендуемая основная литература Ажигов И. и др. "Разработка рудных и нерудных месторождений", Раскиловский В. "Системы разработки", Чош С. "Основы проектирования рудников" и др.

ГРАФИК
подготовки дипломного проекта (работы)

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю и консультантам	Примечание
В. П. М. Азбакаев	27.03.2019	
Система разработки	1.04.2019	
Спецчасть	4.04.2019	
Аэрология	11.04.2019	
Жокалеике	25.04.2019	

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
Гермологическая часть	Азбеков М. лектор	10.05.2019	
Вскрытие и подготовка	Азбеков М. лектор	10.05.2019	
Система разработки	Азбеков М. лектор	10.05.2019	
Спецчасть	Азбеков М. лектор	10.05.2019	
Рудничная аэрология	Азбеков М. лектор	10.05.2019	
Нормоконтроль	к.т.н. Абен Е.Х.	02.05.2019	

Дата выдачи задания _____

Заведующий кафедрой _____


(подпись)

К. Б. Рысбеков

Научный руководитель _____



(подпись)

М.Ж. Азбеков

Задание принял к исполнению студент _____



(подпись)

Н.Н. Алтыбаев

Дата " 2 " 02 _____

2019г.

АННОТАЦИЯ

В дипломном проекте рассмотрены вопросы подземной отработки месторождения «Акбакай» с системой разработки с магазинированием со шпуровой отбойкой. Используются результаты научно-исследовательских работ ученых и преддипломной практики, которые позволили применить в технологии горных работ инновационные технологические решения.

Разделы дипломного проекта, выполненные в соответствии с методическими рекомендациями, содержат технические предложения, позволяющие решить основные задачи по вскрытию, подготовке и отработке месторождения «Акбакай».

АҢДАТПА

Дипломдық жобада Ақбақай кенорнын кен мен жанас жыныстарды құлаи қазу жүйесін қолданып, жерасты әдісімен қазу мәселелелері қарастырылған. Жобаны орындау барысында ғалымдардың ғылыми-зерттеу жұмыстарыныңжәне диплома алды практиканың мәліметтері пайдаланылды, бұл кен қазу жұмыстарында жоғары инновациялық шешімдерді қабылдауға мүмкіндік береді.

Бұл дипломдық жобаның негізгі тараулары әдістемелік нұсқаулықтарға сай жасалған Ақбақай кенорнын ашу, даярлау және қазуға байланысты өзекті мәселелерді шешуге арналған техникалық шешімдер жасалынған.

SUMMARY

1 The questions of the underground working off a deposit are considered in a diploma project «Akbakay», with the system of shrinkage stoping method when bore blasting. Drawn on the results of research works, which allowed to apply innovative technological decisions in technology of mountain works.

2 The sections of diploma project, executed in accordance with methodical recommendations, contain technical suggestions, allowing to decide basic tasks on dissection, to preparation and working off a deposit «Akbakay».

3 The purpose of this diploma planning is a necessity of creation highly of productive modern mine.

ВВЕДЕНИЕ

В дипломном проекте рассмотрены вопросы подземной разработки месторождения «Акбакай». При отработке крутопадающих жильных месторождений применяются системы разработки с магазинированием руды, с шпуровой отбойкой. На Акбакайском месторождении в настоящее время горные работы достигают 500 м. Снабжение электроэнергией поселка и ГОКа осуществляется линией электропередач 110 кВ, протягивающийся из поселка Кумузек (80 км).

В соответствии с заданием на проектирование в дипломном проекте рассмотрена горно-технологическая часть отработки месторождения «Акбакай»: выбор метода разработки, рациональный способ вскрытие и подготовки месторождений, системы разработки.

Горно-механическая часть содержит расчеты по выбору оборудованию для добычи и транспортирования полезного ископаемого, водоотлива, электроснабжения и проветривания.

Диплом изложен на 40 страницах, содержит таблицы и рисунки. Графическая часть представлена на листах формата А4.

СОДЕРЖАНИЕ

	Введение	
1	Горно-геологическая характеристика месторождения	9
1.1	Общие сведения о месторождении	9
1.2	Геологическое строение рудного поля месторождения	10
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	Определение места заложения основной вскрывающей выработки	15
4	Система разработки	17
4.1	Выбор системы разработки по методике академика О.А. Байконурова	17
4.2	Описание системы разработки с магазинированием руды	18
5	Специальная часть	20
5.1	Технология повторной разработки барьерных целиков	20
6	Рудничный транспорт	27
6.1	Выбор вида и средств транспортирования руды	27
6.2	Околоствольный двор	27
6.3	Управление транспортом и техника безопасности	27
7	Энергоснабжение шахты	29
7.1	Вид и характеристика применяемого оборудования	29
7.2	Техника безопасности	30
8	Рудничная аэрология	31
8.1	Выбор способа и схемы проветривания рудника	31
8.2	Расчет необходимого количества воздуха	31
8.3	Определение общешахтной депрессии	31
8.4	Выбор вентилятора главного проветривания	31
9	Охрана труда	32
9.1	Анализ опасных и вредных факторов	32
9.2	Мероприятия по охране труда	33
9.3	Санитарно - гигиенические мероприятия	35
9.4	Борьба с шумом и вибрацией	35
9.5	План ликвидации аварий	36
10	Генеральный план поверхности шахты	38
10.1	Общие сведения	38

11	Экономическая часть	39
11.1	Организация и управление производством	40
	Заключение	41
	СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ	42
	Приложения	44

1 Горно-геологическая характеристика месторождения

1.1 Общие сведения о месторождении

Золоторудное месторождение «Акбакай» и его восточный фланг находятся в административном отношении на территории Мойынкумского района Жамбылской области в 450 км на северо-запад от города Алматы, в 106 км. к северу от железнодорожной станции Кияхты и в 90 км от районного центра- села Мойынкум (рисунок А1).

В географическом отношении месторождение «Акбакай» располагается в пределах Чу-Балхашского водораздела, представляющего собой слабовсхолмленную местность с абсолютными отметками 460-515 м и относительными превышениями 20-50 м. В целом район месторождения представляет собой каменистую полупустыню, покрытую кустарниковой и травянистой растительностью в суходольных долинах и на склонах сопочных поднятий.

Климат района резко-континентальный с засушливым летом и продолжительной зимой. Годовая температура воздуха изменяется от - 20С зимой и до + 40-45° С летом при среднегодовой температуре от + 5° С до +8° С. Устойчивый снежный покров держится с декабря по февраль месяц, высота снежного покрова составляет 0,3-0,5 м, глубина промерзания почвы - до 1 м. Годовое количество осадков колеблется от 200 до 300 мм, которые преимущественно выпадают осенью, зимой и весной.

Для района характерны сильные юго-западные ветры, со скоростью до 15 м/сек, которые довольно часто являются причиной сильных холодов.

Поверхностные водотоки на территории Акбакай-Кенгирского рудного поля отсутствуют. Ближайшей водной артерией является река Чу, которая протекает в 65 км к юго-западу от Акбакайского ГОКа. В качестве технической воды используются рудничные воды, а обеспечение питьевой водой поселка Акбакай осуществляется за счет подземных трещинных вод месторождения Бескемпир (4 км северо-восточнее месторождения «Акбакай») [1].

Снабжение электроэнергией поселка и ГОКа осуществляется линией электропередач 110 кВ, протягивающийся из поселка Кумузек (80 км) [2].

Пути сообщения в районе представлены железной дорогой, проходящей в 70 км к северо-востоку, автодорогами Берлик-Мойынкум-Уланбель в 80 км к юго-западу и Алматы-Астана - в 140 км к северо-востоку от пос. Акбакай. С ближайшей железнодорожной станцией Кияхты поселок связанный с асфальтированной дорогой (106 км).

Экономически район освоен слабо. Территория его не заселена и используется только для отгонного животноводства. Из промышленных предприятий, кроме Акбакайского ГОКа, действует Мойынкумский ГОК (месторождения золота Аксакал, Бескемпир), а также горное предприятие по добыче амазонитовых гранитов Майкульского месторождения.

Раннее действующие урановые горнорудные предприятия в районе поселков Мирный и Аксуек в настоящее время не функционируют. Разработка угольного месторождения Куланкетпес, находящегося в 25 км к северу от пос. Мирный, производится периодически и в небольших объемах.

Краткая история геологических исследований. Применительно к территории собственно месторождения «Акбакай» и его восточного фланга в истории геологического изучения можно выделить четыре этапа [3].

Первый этап охватывает период с начала 50-х годов до 1969 г. В это время в районе проводились преимущественно мелко- и среднемасштабные (1:500000-50000) площадные съемки и в небольшом объеме на локальных площадях детальные (масштаба 1:20000-10000) геолого-поисковые работы.

Второй этап включает период с 1969 г. (времени открытия обнажающихся на поверхности рудных тел месторождения «Акбакай», Дуйсенбеков Д.Д.) до 1982 г. (времени завершения детальной разведки с подсчетами запасов). Он включает период ускоренного изучения и освоения месторождения «Акбакай». С 1975 г. началась эксплуатация верхней разведанной части месторождения [2].

Третий этап включает период с 1982 г до 2000 г. В это время на территории восточного фланга был реализован один полноценный проект поисково-оценочных работ и три небольших локальных проекта с целью доизучения подсчетных блоков жилы Пологая-б.

В 1997-98 гг. по договору между ЗАО "Намыс" и АК "Алтыналмас" на территории восточного фланга по зоне Пологая-б проведены геологоразведочные работы (Байбеков К.Т., Вязовецкий Ю.В.). Программой предусматривалось проведение ГРП на участке между профилями 32-68 в период с 1997 по 2002 г. с разделением работ на три этапа.

В результате были выполнены работы только I очереди в районе профилей 34-52, включающие бурение 12 скважин общим объемом 1916,5 п.м. (номера скважин 34-2,36-2.....52-2). На основании новых данных был сделан еще один авторский подсчет запасов категории С2 по рудной зоне Пологая-б. При подсчете запасов использовались кондиции месторождения Бескемпир и материалы из предшествующего отчета (Фрезе О.Р.) [3].

Так как все пробуренные скважины расположены в пределах ранее двух выделенных блоков (I-С2 и II-С2), то по этим блокам произошли изменения подсчетных параметров, а блок III-С2 остался без изменений.

1.2 Геологическое строение рудного поля месторождения

Рудное поле месторождения располагается в пределах вытянутого в широтном направлении блока пород Кызылжартасского массива шириной около 1 км и длиной 3,6 км. Южной границей этого блока является Бескемпирский разлом, западной - Западно-Акбакайский разлом, а восточной - контактовая зона Кызылжартасского интрузива с Жельтауским гранитным массивом [2].

Главнейшими элементами геологического строения Акбакайского рудного поля являются:

1) вмещающие породы диорит-гранодиоритового состава являющиеся компетентными породами, как для выдержанного трещинообразования, так и для гидротермально-метасоматического рудообразования;

2) проявление в несколько этапов трещинных разрывных структур 2 и 4 систем;

3) внедрение по трещинам разновозрастных дайковых образований;

4) проявление вдоль трещинных структур (зон) многостадийного гидротермального процесса с золотоотложением. Ниже описание геологического строения рудного поля дается по материалам В.И. Данилова, А. Д. Дурсунова, А. А. Поречина, К. Т. Байбекова, Ю. Е. Яренского и др.

Обнаженность территории рудного поля, в целом, хорошая, так как мощность элювиально-делювиальных рыхлых образований обычно не превышает 0,5-1 м. Исключение составляет небольшая впадина, располагающаяся на восточном фланге рудного поля в промежутке профилей 53-64. Форма ее неправильно изометричная, протяженность с запада на восток составляет 300-400 м, с юга на север 200-300 м. Впадина выполнена современными отложениями конусов выноса, представленными преимущественно суглинками, мощность отложений 4-10 м [3].

Как установлено за многолетний период геологического изучения рудного поля главным структурным рудоконтролирующим фактором является Акбакайский дайковый пояс, который в основном локализован в южной приконтактной части Кызылжартасского интрузива. В этой части интрузив сложен преимущественно среднезернистыми гранодиоритами, в ограниченном количестве кварцевыми диоритами. Эти две разности имеют постоянные переходы между собой.

В возрастной последовательности в составе близширотного дайкового пояса выделяются:

Дайки Кызылжартасского комплекса, представленные микродиоритами, диоритовыми порфиритами и кварцевыми диоритовыми порфиритами. Эти дайки имеют развитие в пределах Кызылжартасского массива, вблизи гранитов Жельтау они метаморфизированы.

Дайки постверхнедевонского дайкового комплекса:

гранодиорит-порфиры и гранит-порфиры;

лампрофиры (спессартиты, керсантиты, единиты) и диабазовые порфириты, эти дайки пространственно тесно связаны с рудными телами;

лампрофиры вариолитовой структуры, также тесно связаны с рудными телами, по возрасту являются внутрирудными.

На всем протяжении рудоконтролирующий дайковый пояс (и рудные тела) пересекаются дайками лампрофиров С-С-В простирания, падение Ю-В, угол (75-85°). Эти дайки группируются в небольшие серии, отстоящие одна от другой на расстоянии 400-500 м. Они прослеживаются как в гранодиоритах, так и в гранитах Жельтау до 5-6 км по простиранию и уходят далеко за пределы

широтного пояса. По возрасту эти дайки послерудные. Они пересекают кварц-березитовые жилы, пуская в них тонкие апофизы, и пересекаются кварц-карбонатными прожилками завершающих стадий рудного процесса.

Дайки Акбакайского пояса выполняют разрывы II и IV систем, соответственно выделяются дайки широтного и З-С-З простирания, а по углам падения среди тех и других - крутые и наклонные. Все дайки падают к северу (С-В), крутые - под углами $75-80^\circ$ и $60-65^\circ$, наклонные - $40-50^\circ$. Исключение составляет только одна дайка кварцевых диоритовых порфиритов, т.н. дайка Южная, которая при широтном простирании имеет южное падение под углом $70-75^\circ$. Эта дайка является одной из самых ранних и отнесена к Кызылжартасскому комплексу. Протяженность ее по простиранию составляет более 2 км, мощность 3-5 м.

Среди других протяженных даек следует отметить крутые дайки Дубековскую, Ансаровскую и дайку жилы Фроловской, пологую - кварц-биотитовых порфиритов, а также серию пологих даек вариолитовой структуры, контролирующую зону Пологая-6. Последние имеют общее простирание от широтного до азимута $280-285^\circ$ с незначительными локальными отклонениями. Падение даек на север под углом $40-50^\circ$. Общая мощность серии обычно составляет порядка 10-30 м, помимо даек вариолитовой структуры, являющихся внутри-позднерудными, в ее состав входят и дорудные дайки лампрофиров. Количество даек в серии составляет от 2-3 до 10-15. Внутри самой серии - эти дайки залегают кулисообразно или ветвятся, соединяясь и снова разветвляясь одна с другой. С поверхности серия прослеживается на протяжении более 2 км и на уровне профилей 60-64 она срезается Бескемпирским разломом. В южном блоке разлома эта серия снова появляется на поверхности в 2 км восточнее в пределах Бескемпирского месторождения, занимая такое же геолого-структурное положение, что и в пределах «Акбакай» и его восточного фланга [3].

В заключении необходимо отметить, что в указанном выше блоке пород Кызылжартасского массива с Акбакайским дайковым поясом связано рудное поле месторождения «Акбакай», а южнее Бескемпирского разлома с описанным дайковым поясом связаны рудные поля месторождений «Бескемпир», «Карьерное» и, кроме того, ряда рудопроявлений (Клитинское и др.).

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. Водоприток 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 м³/час.

Фильтрационные свойства пород низкие, средний коэффициент фильтрации составляет 0,17 л/сут [2].

Исходные геологические данные для выполнения проекта

Глубина разработки, H_p 600 м;
Длина рудного тела по простиранию, L_{np} 820 м;
Длина рудного тела по падению, $l_{пад}$ 260 м;
Уголь залегания рудного тела, α 45° ;
Мощность рудного тела, $m_{ср}$ 8 м;
Мощность наносов от дневной поверхности
до рудного тела, h_n 100 м;
Плотность руды, γ $3,5 \text{ т/м}^3$.

1.4 Подсчет промышленных запасов

Подсчет запасов руды по рудным телам производится методом параллельных вертикальных разрезов, предложенным Смирновым В.И.

Для подсчета запасов строятся разрезы в крест простирания рудных тел. Результаты подсчета запасов и объем запасов по блокам (Таблица А1) приведены в приложении А

Общие балансовые запасы составляют 17 723 985 т, а извлекаемые запасы с учетом потерь и разубоживания составляют 16 700 000 т.

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 [4].

Предельную глубину открытых горных пород определена по формуле профессора П.И. Городецкого и составил 69,5 м. Результаты расчета приведены в приложении Б.

2.2 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 [4, 5].

Результаты расчетов приведены в приложении Б.

С учетом развития техники и технологий ведения подземных горных работ годовая производственная мощность принято $A_2 = 650\ 000$ т.

2.3 Срок существования подземного рудника

Принятая производственная мощность рудника должна быть увязана с запасами руды в шахтном поле и с нормативным сроком его существования. С учетом развития (t_p) и затухания (t_s) горных работ, срок эксплуатации рудника составила 29 лет.

3 Вскрытие и подготовка месторождения

3.1 Выбор рационального способа вскрытия месторождения

Выбор рационального способа вскрытия производится в два этапа [5,6]. Путем единичной оценки возможных способов вскрытия произведен отбор наиболее приемлемых вариантов.

Наиболее эффективным считается способ вскрытия, который обеспечит минимальную сумму приведенных затрат и ущерб от потерь и разубоживания руды.

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 [4,6].

Из трех конкурентно способных способов вскрытия выбираем наиболее оптимальный.

1 Способ: Вскрытие вертикальным стволом со стороны висячего бока за зоной сдвижения горных пород и этажными квершлагами;

2 Способ: Вскрытие вертикальным стволом со стороны лежачего бока, за зоной сдвижения горных пород и этажными квершлагами;

2 Способ: Вскрытие основным и слепым вертикальным стволом со стороны лежачего бока, за зоной сдвижения горных пород.

Критерием сравнительной оценки служит минимум приведенных затрат (В1).

В результате расчетов технико-экономических показателей трех вариантов и по минимуму приведенных затрат принимаем способ вскрытия основным вертикальным стволом в лежащем боку с этажными квершлагами.

Результате расчетов технико-экономических показателей приведены в приложении Б.

3.2 Определение места заложения основной вскрывающей выработки

После определения способа вскрытия месторождения необходимо найти место заложения основной вскрывающей выработки [5,6]. Его определяют с учетом следующих факторов.

1. Геология и гидрогеология. Как и при определении способа вскрытия месторождения, выбор место заложения главного ствола должен основываться на достоверных геологических и гидрогеологических данных. Большое значение имеет характер горных пород. Водоносные породы осложняют строительство поверхностных сооружений вблизи стволов. Нежелательно проходить стволы в нарушенных породах. Осложняется

проходка ствола при пересечении им сильно водоносных пород. Проходка стволов в чрезвычайно крепких породах удорожает их стоимость и замедляет ввод месторождения в эксплуатацию.

2. Сохранность выработок и поверхностных сооружений. При строительстве предприятий необходимо обеспечивать сохранность. Ствол и штольни должны проходиться за зоной сдвижения пород или для их сохранности необходимо оставлять рудные целики когда, несмотря на потери руды в них, такой способ вскрытия будет более целесообразным.

3. Топография местности. Значительную роль играют подвод железных дорог и шоссейных путей. Топография местности влияет на компоновку поверхностных сооружений, т.е. на выбор соответствующей промышленной площадки, особенно в гористых местностях.

4. Положение вскрывающей выработки по отношению к простираению месторождения. Основную вскрывающую выработку желателно закладывать с таким расчетом, чтобы она делила шахтное поле или вернее, запасы руды в нем по возможности пополам. При двух откатках удешевляется стоимость подземного транспорта, сокращается время подготовки новых горизонтов вследствие одновременной проходки откаточных штреков от квершлага в об стороны, облегчаются условия вентиляции, сокращается расстояние от стволов до места работ.

5. Расположение поверхностных сооружений и местоположение фабрики или завода. Необходимо принимать во внимание расположение существующей или намечаемой к постройке обогатительной фабрики, на которую отправляется добываемая руда. Крупная фабрика требует большой территории для размещения цепи аппаратов в соответствии технологией переработки. Для облегчения движения перерабатываемого материала по технологическому процессу и снижения расходов фабрику стремятся расположить на склоне.

4 Система разработки

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

В настоящее время известно большое количество методик, посвященных выбору систем рудных месторождений, многие из которых глубоко проанализированы в работе академика О.А.Байконурова [7,8]. В данной работе рассмотрены методики, которые оказали влияние на дальнейшее развитие горной науки, на её существенный раздел «Выбор системы разработки».

Выбор системы разработки все исследователи делят на два этапа [9].

На первом этапе методом прямого отбора по укрупненным горно-геологическим и горнотехническим факторам, оказывающим существенное влияние на выбор системы разработки, отбирают несколько наиболее приемлемые системы разработки.

1. Система этажного обрушения с торцевым выпуском руды.
2. Система разработки с доставкой руды силой взрыва.
3. Система разработки с распорной крепью;
4. Система разработки со скреперованием руды в слое и с закладкой вмещающими породами.
5. Система разработки с магазинированием руды.

Систему подэтажного обрушения можно применять для отработки крутопадающих рудных тел мощностью более 3м при неустойчивых и средней устойчивости бедных рудах, залегающих в неустойчивых и средней устойчивости вмещающих породах, легко обрушающихся вслед за выемкой руды [10]. Сближенные и весьма сближенные маломощные рудные тела при этой системе в отработку вовлекаются валовым способом с включением безрудного междупластия и показатели извлечения отбитой руды значительно ухудшаются (разубоживание составляет 35-40% и более), что не оправдано по экономическим критериям и по технологии переработки смешанных руд различной сортности. Кроме того, в зону возможного обрушения частично попадают запасы барит-свинцовой руды.

Система разработки с магазинированием руды применяется для отработки крутопадающих залежей мощностью до 3м, а система подэтажных ортов не имеет ограничение по мощности [10].

По способу управления горным давлением принятый класс систем разработки разделяется на системы с открытым выработанным пространством и с закладкой. В соответствии с правилами безопасности [10] системы с открытым выработанным пространством можно применять при устойчивых и весьма устойчивых рудах и вмещающих породах, обеспечивающих при определенных размерах элементов применяемых систем и сроках отработки участков или блоков сохранность выработанного пространства и безопасность работ. По горно-геологическим и горнотехническим условиям проектируемой части месторождения (руды и вмещающие породы средней устойчивости, а на

участках распространения коры выветривания – неустойчивые, близость расположения бортов карьера, наличие сближенных и многоярусных рудных тел) не обеспечивается сохранность выработанного пространства и тем самым безопасность работ на весь срок отработки.

После предварительного отбора по постоянным и переменным факторам систем разработок, приемлемых в конкретных геологических и горнотехнических условиях, провели сравнительную оценку отобранных систем и выбрали среди них три наиболее рациональные:

- система разработки с магазинированием руды;
- система разработки с распорной крепью;
- система разработки со скреперованием руды в слое и с закладкой вмещающими породами.

Сравнение осуществлялось по совокупности технико-экономических показателей, принимаемых в качестве критериев. Одновременный учет множества критериев обеспечит получение наиболее объективного решения, чем при сравнении систем только по одному критерию [8,9].

Алгоритм выбора системы разработки:

1. Выбираем критерии оптимальности. Выбранные критерии представлены в таблице Г.2

По показателю наименьшей норме вектора выбрана оптимальным 1 система разработки. В данном случае наилучшей нормой вектора является $R_1 = 0,67$, которой соответствует системе разработки с магазинированием руды.

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

Недостатками выбранной системы разработки являются высокие потери и разубоживание, не возможность управления качеством руды, частые зависания руды в дучках 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 [8,10].

Высота блока ограничена высотой рудного горизонта, принятой по 48м. Блок располагается по простиранию рудных тел и длина из условия обнажения пород всячего бока составляет 50м [10]. Блок по высоте от отработанного и заложенного блока верхнего горизонта разделяется сплошным временным целиком (потолочиной) толщиной 5-6м, рассчитанным на поддержание веса закладочного массива.

Очистной блок по длине ограничивается блоковыми восстающими: с одной стороны материально-ходовым восстающим, а с другой стороны – вентиляционно-ходовым восстающим.

Схемой подготовки предусматривается проведение от нижнего доставочного штрека рудного горизонта погрузочных заездов до рудного тела и вентиляционного штрека от верхнего сборно-вентиляционного штрека горизонта. Погрузочные заезды сбиваются между собой вентиляционной сбойкой. Исходя из устойчивости руд и вмещающих пород расстояние между осями погрузочных заездов принято 12,5м.

Нарезные выработки по I варианту включают проведение разрезного орта по простиранию рудного тела и блоковых восстающих, из которых через 4-4,5м по вертикали нарезаются короткие сбойки для сообщения с магазинами и проветривания очистных забоев.

Подготовительными выработками являются погрузочный заезд и доставочный штрек, проходимые с откаточного штрека рудного горизонта, и орт скрепирования отбитой руды, располагаемый параллельно простиранию рудного тела.

5 Специальная часть

5.1 Технология повторной разработки барьерных целиков

Целики, оставляемые у старых затопленных или загазированных выработок, а также у границ шахтных полей, называются барьерными [11]. При расчете барьерных целиков очень важно установить достоверность контура горных работ. Для этого основные планы горных работ в местах построения целиков проверяют по данным съемки и журналам вычислений координат. При отсутствии этих данных необходимо строить границу безопасного ведения работ [12].

Временная консервация балансовых запасов в этих целиках снижает эффективность работы горного предприятия и приводит к росту дополнительных эксплуатационных затрат на поддержание выработок. Последующая отработка целиков, как правило, отличается повышенной опасностью работ, более высокими затратами и сопровождается увеличенными потерями при добыче.

Обобщение опыта выемки целиков является актуальной научно-практической задачей и представляет большой интерес для разработки инженерных рекомендаций по повышению полноты и качества извлечения оставленных запасов.

В практике отработки обширных пологопадающих залежей, отличающихся значительными размерами в плане, достаточно часто применяются варианты расположения вскрывающих и подготовительных выработок непосредственно в рудном теле. Для обеспечения безопасной и безаварийной работы предприятия и функционирования этих выработок необходимо оставление предохранительных, барьерных и охранных целиков [12].

Размеры целика по определяют формуле

$$d = 5m + 0,05H + 0,002L, \quad (5.1)$$

где d - размер барьерного целика, м;

m - выемочная мощность пласта, м;

H - расстояние по вертикали от земной поверхности до барьерного целика, м;

L - протяженность съемки по затопленным выработкам и действующим до точки, для которой определяется целик, м.

Формула (1), полученная В. М. Поляковым в результате математической обработки большого числа случаев оставления барьерных целиков для пологих и наклонных пластов мощностью до 6 м, разрабатываемых на глубине до 600 м.

При получении величины d менее 20 м рекомендуется ее принимать равной 20 м.

Для пластов с углами наклона от 45 до 70° барьерные целики рекомендуется рассчитывать по формулам:

для целиков, вытянутых по падению

$$d = 5m + 0,05H + 0,002L + 10m; \quad (5.2)$$

для целиков, вытянутых по простиранию

$$d = 5m + 0,05H + 0,002L + 20m; \quad (5.3)$$

При углах падения от 30 до 45° ширину барьерных целиков определяют интерполированием. Необходимость увеличения ширины барьерного целика при наклонном и крутом залегании вызывается тем, что разрушенный уголь у его нижней границы осыпается вниз, заполняя пустоты. По данным наблюдений, ширина зоны разрушения достигает 16 м. Исходя из этого и было принято увеличение целиков, вытянутых по простиранию на 20 м и вытянутых по падению на 10 м. Для других угольных бассейнов оставление барьерных целиков в пластах мощностью более 3,5 м и в пластах с углами наклона свыше 30° допускается только при благоприятных геологических и горнотехнических условиях.

Для охраны от прорыва воды из старых затопленных выработок при их подработке нижележащими пластами или надработке вышележащими шттстами при мощности междупластья менее 40т в соответствующих пластах должны строиться и оставляться предохранительные целики [13]. При построении целиков контур старых затопленных работ необходимо увеличивать на 20 м, если расстояние между пластами менее 20т.

В Донецком бассейне при построении предохранительных целиков под затопленными выработками угол сдвижения у принимают равным

$$85^\circ + a, \quad (5.4)$$

где a - угол наклона пласта.

Межшахтные барьерные целики рассчитывают и строят так же, как и барьерные целики у затопленных выработок.

Правилами безопасности рекомендуется оставлять барьерные целики у незатампонированных или опасных по прорыву воды буровых скважин. Барьерные целики для скважид строят в виде окружности с центром в месте пересечения скважиной пласта. Радиус окружности принимают равным ширине барьерного целика, рассчитанной по формуле и увеличенной на $(0,08-0,14) \cdot H$ при пологом и наклонном залегании пластов, если нет данных об искривлении скважины (H - глубина скважины по вертикали).

Вместе с тем анализ мирового опыта применения систем с открытым выработанным пространством на обширных рудных месторождениях

показывает, что с ростом глубины разработки потери руды, оставляемой в различного рода целиках закономерно увеличиваются, достигая 40-50% [14].

Акбакайское рудная зона с поверхности на всем ее протяжении вскрыта канавами, через 20-50 м. В центральной части зоны пройдено шурфа глубиной 20-25 м, из которых по простиранию рудной зоны пройдены штреки и орты, также разведочные штреки по горизонтам 100, 180 и 260 м по всем жилам, которые выходит на поверхность (жила Юбилейная, Главная, Фроловская, Тукеновская, Пологя 1-6, Золотая, В Акбакай, Южная, Диагональная, Октябрьская и т.д) Разведочные бурения колонковых скважин проведено в 55 профилях, вкрест простирания рудной зоны, по сетке 40x20 от поверхности до глубины 650 м. Абсолютная отметка поверхности месторождения Акбакай - 477 м, фактическая глубина шахты от поверхности на 01.01.2010 год составляет 460 м [15].

В отечественной и зарубежной практике разработки месторождений твердых полезных ископаемых все большее применение находит комбинированная разработка, предусматривающая ведение на одном месторождении открытых и подземных горных работ. При этом обеспечивается более полное извлечение запасов минерального сырья и улучшение технико-экономических показателей его добычи. Одним из таких месторождений является - Акбакайское.

Задача оценки геомеханического состояния в условиях месторождения Акбакай осложняется тем, что состояние массива зависит от множества влияющих факторов, а также при комбинированной разработке оно постоянно меняется в пространстве и во времени. Одним из этапов решения оценки геомеханического состояния является установление зон сдвижения в породном массиве, образующихся в нем под влиянием горных работ.

На основе известных закономерностей и механизма деформирования породного массива, классических схем сдвижения горных пород при открыто-подземной разработке, комплексных инструментальных наблюдений, проводимых на месторождении Акбакай в период 1993-2006 г.г. составлена схема сдвижения горных пород (рисунок Д.1).

Под влиянием горных работ в породном массиве образуется несколько зон, отличающихся по характеру и степени деформирования пород. Количество этих зон зависит от торно-геологических условий разработки месторождения, сложности решаемых задач, степени изученности деформационных процессов и других факторов. Современное состояние изученности геомеханических процессов на Акбакайском месторождении и аналогичных им месторождениях (Молодежный, Аксай и др.) позволяет выделить в деформирующемся массиве две области и 8 зон.

Две области: разгрузки и повышенного горного давления. Область разгрузки характеризуется пониженными по сравнению с нетронутым массивом нормальными напряжениями. Она располагается над- и под-выработанным пространством (на рисунке область разгрузки заштрихована горизонтальными линиями) и определяются размерами добычной выработки,

вынимаемой мощностью слоя, глубиной разработки и способом управления горным давлением, литологическим строением и механическими свойствами горных пород.

Область повышенного горного давления граничит с областью разгрузки и располагается над и под нетронутым массивом горных пород, полезных ископаемыми или над и под оставленным в нем целиком (на рисунке 1 область ПГД заштрихована вертикальными линиями). В этой области нормальные напряжения больше, чем в нетронutom массиве. Параметры области ПГД зависят от глубины горных работ, физико-механических свойств пород, размеров и конфигурации выработанного пространства и других факторов. Ширина области опорного давления в плоскости слоя находится в степенной зависимости от глубины горных работ H и колеблется обычно в пределах от $0,1H$ до $0,3H$. Опорное давление распространяется также вверх и вниз от границы выработки на расстояние равное, примерно, высоте зоны разгрузки.

В зоне 1, расположенной непосредственно над добычной выработкой, породы наиболее деформированы и разделены на отдельные куски и мелкие блоки (при управлении горным давлением обрушением кровли). Она обычно носит название зоны обрушения и распространяется в кровлю выработки на $(3-5) \cdot m$, где m – мощность разрабатываемого слоя.

Зона 2, прилегающая к зоне обрушения, характеризуется развитием в прогибающихся слоях нормально секущих трещин и трещин расслоения, разбивающих массив на крупные блоки и образующих систему сквозных водо- и газопроводящих каналов с малым гидро- и аэродинамическим сопротивлением, не оказывающим влияния на прохождение по каналам растворов и газов. Эта зона называется зоной сквозных трещин.

Вторая зона характеризуется прогибом пород без разрыва их сплошности. Она носит название зоны плавного прогиба.

Зоны 3 находятся в области повышенного горного давления, при этом здесь преобладают упругие деформации.

В слое, прилегающем к дну карьера, в результате изгиба образуются зоны растяжения и зоны сжатия, при этом зоны растяжения изолированы друг от друга, а зоны сжатия практически сливаются.

Зона 4 характеризуется растяжением верхних волокон изгибающегося слоя и постепенным затуханием растяжений от верхних волокон к нижним, а зона 5, наоборот, - максимальным растяжением нижних волокон этого слоя и постепенным затуханием растяжений от нижних волокон к верхним. В зоне 6 происходит сжатие слоя, которое, как и в зонах растяжения, уменьшается от поверхности слоя в глубь его. Рассматриваемый подкарьерный слой, называемый иногда «рудной коркой», деформируется в основном подобно плитке, защемленной по концам.

Породы, прилегающие к бортам карьера в зонах 7 и 8, под влиянием подземной горной выработки изгибаются подобно консольным плитам, при этом зона 7 представляет собой оползневую призму, поскольку на нее

оказывают влияние как подземные, так и открытые горные работы. Линия, разделяющая 7 и 8 зоны, называется поверхностью скольжения.

В зависимости от условий разработки, способов управления кровлей и других влияющих факторов число и местоположение зон могут отличаться от приведенной выше схемы. При малой вынимаемой мощности рудного тела и пластичных вмещающих породах могут отсутствовать также зоны трещин. В тех случаях, когда над пластичными слоями залегают хрупкие породы, зоны трещин могут получать развитие и над зоной плавного перегиба.

Расчетное сопротивление пород (массива) сжатию R_C определяется для каждого слоя породы [13] по формуле

$$R_C = R \cdot k_C, \quad (5.5)$$

где R - среднее значение предела прочности пород на одноосное сжатие, устанавливаемое экспериментально по результатам испытаний образцов пород, МПа; k_C - коэффициент, учитывающий дополнительную нарушенность массива пород поверхностями без сцепления, $k_C = 0,6$.

Вертикальные нагрузки определяются как сумма давлений от собственного веса стенки и веса вышележащих пород.

Расчетная вертикальная нагрузка

$$P_B^P = n \sum_{i=1}^{i>1} P_{Bi} + Q_y, \quad (5.6)$$

где n - коэффициент перегрузки, 1,4;

$\sum_{i=1}^{i>1} P_{Bi}$ - вертикальных нагрузок от вышележащих пород, кН;

Q_y - собственный вес целика, кН.

Основными параметрами, которые определяют выход воронки обрушения на поверхность, являются ширина панели подработки вкрест простирания рудного тела, длина панели по простиранию, высота от кровли панели до поверхности, напряженно-деформируемое состояние и структура массива. Наиболее сложным вопросом в данной технологии является вопрос создания первой воронки провала покрывающих пород.

Для решения его необходимо создать определенные площади подработки. Подземное очистное пространство возможно обеспечить созданием камеры по простиранию рудного тела. На основании данных практики разработки рудных месторождений, гарантированное обрушение покрывающих пород происходит при выполнении соотношения

$$\frac{H}{L} = 0,95 \div 1,2, \quad (5.7)$$

где H - мощность покрывающих пород, м;

L - величина подработки по простиранию рудного тела, м.

Учитывая это, протяженность камеры по простиранию рудного тела должна быть равной или большей величины мощности покрывающих пород, расположенной над камерой.

В случае невозможности создания камеры требуемых размеров возможно образование двух и более камер с разделительными целиками [13]. Затем необходимо определить допустимую высоту толщи покрывающих пород от кровли подземной выемки до поверхности – $h_{\text{доп}}$. Если существующая в реальности h больше $h_{\text{доп}}$, то карьером снимается часть вскрыши до соблюдения условия $h \leq h_{\text{доп}}$. Руда из камер выпускается, оставляя на днище ее часть в объеме 10-15% для обеспечения подушки, с целью нейтрализации воздушной волны в случае массового обрушения потолочины. После выемки камер в необходимом количестве по условиям расчета требуемой площади подработки производится взрывание целиков. Одновременно с выемкой камер на уступах карьера в местах, совпадающих по вертикали с предполагаемой границей обрушения покрывающих пород, обуваются строчки скважин глубиной до 30 м, которые взрываются с максимальным весом заряда на одно замедление вместе с междукамерными целиками на подземном руднике.

Известно способы выемки целиков при подземной разработке полезных ископаемых с предварительным обрушением кровли камер и над целиками в выработанное пространство камер и погашением рудных целиков под "плавающей потолочиной" [13, 16].

Прилагаемая технология предусматривает выемку барьерных целиков, расположенных между опорными целиками, в пределах устойчивого пролета последовательной подэтажной отбойкой о зажатой среде, перепуском горной массы на нижний подэтаж. Выпуск горной массы осуществляют по обе стороны от целика. Отбойку запасов каждого подэтажа осуществляют после достижения обрушенными вмещающими породами верхней отметки данного подэтажа. Породы кровли над МКЦ обрушают в пределах свода естественного равновесия. Затем осуществляют отработку опорных целиков последовательным из разрушением в нисходящем порядке и принудительным обрушением пород для опорны целиков.

Прошедший первичную отработку участок мощной крутопадающей залежи типа флексур, содержащий выработанные камеры 1 и междукамерные целики 2 (I) и отделенный от прилегающих пологих частей залежи ленточными целиками 3, делят по длине на блоки (секции). При этом исходят из устойчивости налегающих пород в висячем боку и кровле. Блоки локализируют между камерными целиками второй очереди выемки 2 (II), оставляемыми временно о качестве опор между блоками. Для изоляции открытых камер в ранее пройденных ортах 4, соединенных с доставочным 5 и буровым 6 штреками, возводят перемычки 7 по контуру рудной залежи. Из выработок 4 в обе стороны проходят буровые рассечки 8, из которых параллельными восходящими веерами глубоких скважин 9, обувают целики 2 (Рисунок Д.2).

Сначала отбойку запасов верхней части (А) целиков производят на смежные открытые камеры 1, затем осуществляют отбойку средней (Б) и нижней частей целиков в зажиме обрушенной массы пород (Рисунок Д.3).

Для обуривания запасов нижней части целиков используют части бурового штрека 6, поскольку его торцы, выходящие в смежные камеры, будут закрыты обрушенной массой, что исключает проникновение ударной воздушной волны. На нижнем подэтаже осуществляют двухсторонний выпуск, погрузку и доставку руды по выработкам 4 и 5.

После завершения последовательной или одновременной отработки двух соседних блоков, приступают к проведению подготовительных работ по выемке междублокового целика 2.

Способ отработки целиков, включающий переоочередную выемку междукammerных целиков, расположенных между опорными по простиранию залежи, обрушение пород кровли, торцовый выпуск у отбитой горной массы под обрушенными породами, последующую отработку опорных целиков последовательным их разрушением в нисходящем порядке со взрывной отбойкой нижней части под обрушенными породами и последующее принудительное обрушение пород над опорными целиками, *отличающийся* тем, что, с целью повышения эффективности за счет улучшения показателей извлечения и безопасности работ, барьерные (междукammerные) целики вынимают в пределах устойчивого пролета последовательной подэтажной отбойкой в зажатой среде с перепуском горной массы на нижний подэтаж и выпуском ее через доставочные выработки последнего по обе его стороны, при этом отбойку запасов каждого подэтажа осуществляют после достижения обрушенными вмещающими породами верхней отметки данного подэтажа, а породы кровли над междукammerными целиками обрушают принудительно взрывной отбойкой в пределах свода естественного равновесия.

Эти особенности прилагаемой технологий позволяют повысить безопасность разработки, снизить потери на 7-8% и разубоживание на 8-10% и тем самым повысить эффективность отработки барьерных (междукammerных) целиков при подземной добыче полезных ископаемых.

6 Рудничный транспорт

6.1 Выбор вида и средств транспортирования руды

Руководствуясь материалом, полученным из преддипломной практики и учитывая опыт прошлых лет, проектом выбраны виды и средства транспорта. В частности выбран электровоз К-14М и вагоны к нему ВГ-4,5.

6.2 Околоствольный двор

В зависимости от схемы вскрытия месторождения, производственной мощности шахты, числа стволов проектом принимаем петлевой околоствольный двор со скиповым подъемом .

Околоствольный двор представляет собой сложный и многообразный комплекс транспортных выработок и камер, предназначенных для выполнения разнообразных функций шахты в период ее эксплуатации [17].

Основное назначение околоствольного двора – обеспечить бесперебойную работу по приемке полезного ископаемого, поступающего из подземных выработок к главному стволу шахты; сортировке составов или вагонов по сортам полезного ископаемого; приемке породы; приемке оборудования, выдаваемого для ремонта на поверхность; приемке поступающих с поверхности оборудования и материалов, и доставке их на участки шахты; по безопасному и удобному приему трудящихся, спускающихся на работу в шахту и поднимаемых по окончании рабочей смены.

Пропускная способность околоствольных дворов рассчитывается по среднему интервалу прибытия поездов, который определяется построением линейных либо сетевых графиков по данным подсчетов маневровых операций.

Принимается типовой околоствольный двор. В околоствольном дворе расположены два вагоноопрокидывателя для разгрузки руды и породы. Расстояние от скипового ствола до камер вагоноопрокидывателя составляет по 30 м соответственно. Так же в околоствольном дворе расположены электроподстанция и водоотливная станция. Также в околоствольном дворе расположены электровозное депо, депо противопожарного поезда, медпункт, камера ожидания, посадочная площадка, сан. узел, диспетчерская.

6.3 Управление транспортом и техника безопасности

Для оперативного управления и контроля над работой локомотивного транспорта предусматривается диспетчерская служба. Все необходимые сведения диспетчер получает по телефону, помимо телефонной связи предусматривается средства ЦБС (сигнализация, централизация и блокировка), с помощью которых диспетчер регулирует движение электровозов в

околоствольном дворе. С пульта управления производится переключение светофоров и переводных стрелок, которые заблокированы между собой.

Для автоматического управления сигнальными огнями, стрелочными переводами на блок - участках предусмотрена аппаратура АБСС-1.

При эксплуатации электровозного транспорта необходимо соблюдать следующие правила ТБ:

- вождение поездов осуществляется в соответствии с правилами технической эксплуатации;
- электровоз во время движения должен находиться в голове состава, нахождение его в хвосте состава допускается лишь при маневровых операциях;
- запрещается работать на неисправных электровозах;
- запрещается перевозка материалов и запасных частей на электровозах;
- места посадки и высадки людей должны быть освещены;
- в местах пересечения выработок и на закруглениях должны вывешиваться аншлаги «Берегись электровоза»;
- к управлению электровозом допускаются лица, имеющие соответствующие документы и квалификацию.

7 Энергоснабжение шахты

7.1 Вид и характеристика применяемого оборудования

Распределение в сети выполняется на напряжение 110 и 6 кВ, для чего сооружается подстанция 110/3 кВ.

Электроснабжение напряжением 6 кВ осуществляется в основном по кабельным линиям, а также распределительными устройствами и трансформаторными подстанциями на промплощадках и в подземной части рудника.

Для питания низковольтных приемников используется напряжение 0,4 кВ с заземлением нейтрального трансформатора на поверхности и с изолированной нейтралью в подземных выработках.

Подземный электровозный транспорт питается от контактной тяговой сети на напряжении 275 В выпрямленного тока.

Основными потребителями электроэнергии на поверхности рудника являются: шахтный подъем, вентиляторы, компрессоры, котельные, объекты водоснабжения и другие установки, характерные для рудников с подземным способом отработки месторождения.

К основным подземным потребителям электроэнергии относятся: насосы главного водоотлива, механизмы очистных работ рудовыдачного комплекса камерных выработок, электровозная откатка.

Все технологические нагрузки в отношении обеспечения надежности электроснабжения разделяются на категории.

К потребителям 1-ой категории относятся насосы главного водоотлива, клетевые подъемы, вентиляторные установки, объекты водоснабжения. Остальные потребители относятся ко 2-ой категории, кроме объектов вспомогательного назначения, относящихся к 3-ей категории.

На промплощадке рудника сооружена подстанция 110/6 кВ с 2-мя трансформаторами по 10000 кВ, отнесенные на напряжение 6 кВ, осуществляющие питание промплощадки, где устанавливаются понизительные подстанции 6/0,4 кВ.

Питание указанных 2-х подстанций 110/с кВ осуществляется по одной двухцепной воздушной линии 110 кВ длиной 5 км с проводом АС-95.

Электроснабжение объектов на промплощадке осуществляется на напряжение 6 кВ от РУ.

Электроснабжение насосных станций выполняется на напряжение 6 кВ от подстанции 110/6 кВ. При этом питание удаленных потребителей напряжением 6 кВ выполняется по 2-м воздушным линиям длиной 2,5 км.

Электроснабжение подземной части рудника принимается от поверхностных устройств по стволовым кабельным линиям.

Для насосов водоотлива предусматриваются сооружения ЦПП с РУ - 6 кВ. Для электроснабжения добычных участков на горизонтах устанавливаются силовые и тяговые однострансформаторные подстанции.

Для распределения электроэнергии напряжением 0,4 кВ на поверхности используются распределительные шкафы комплектных трансформаторных подстанций, силовые пункты ПР-24 и ПР-11.

В качестве пусковой аппаратуры применяются блоки и подстанции управления низковольтными комплектующими устройствами, магнитными пускателями.

В подземной части рудника для распределения электроэнергии используются рудничные фидерные выключатели типа ВРИ-200ю В качестве пусковой аппаратуры применяются рудничные пускатели типа ПРИ для реверсивных двигателей и двигателей малой мощности, устанавливаемых в камерах и околоствольном дворе, магнитные пускатели ПМВИР-41.

На поверхности в зависимости от разряда работ и условий среды для освещения помещений приняты светильники с люминесцентными лампами, ртутными лампами высокого давления и лампами накапливания с необходимой степенью защиты.

Для основных производственных помещений приняты светильники типа РСПО-5, РСПО-8, РСП-13, РСП-18 с лампами ДРА, НСП-20, НСП-11, с лампами типа ЛПОО-2, ЛПОО-3, ЛСПО-2.

Напряжение сети рабочего и аварийного освещения 380/220 В, напряжение на лампах 220 В, напряжение сети ремонтного освещения 36 в и 12 В, в зависимости от степени опасности поражения током.

Освещение подземных выработок осуществляется рудничными светильниками типа НСР с лампами накаливания. Питание рабочего освещения напряжением 127 В от агрегатов АП, АБК-4. Ремонтное освещение от ОСОВ-0,25.

Осветительная сеть в подземных выработках выполнена кабелями марки АСБ 3х16, ГРШ 3х25.

7.2 Техника безопасности

Всю заземляющую сеть участка заземления отдельных машин и аппаратов должен осмотреть перед началом смены участковый электрослесарь. Кроме того, состояние защитного заземления отдельной машины должен ежемесячно проверять машинист данной машины.

Систематически и не реже одного раза в три месяца необходимо осматривать всю заземляющую сеть и измерять ее общее переходное сопротивление.

Каждые 6 месяцев осматриваются и ремонтируются главные заземлители.

Меры защиты от поражения электрическим током:

-защита от случайных касаний токоведущих сетей;

-понижение напряжений электрических установок;

-защитное заземление в сетях 127/220/380/660В;

-защитное отключение осуществляется аппаратами РУВ-380, АЗАК-380, АЗШ-127, в сетях 6 кВ - АЗО-6.

8 Рудничная аэрология

8.1 Выбор способа и схемы проветривания рудника

Атмосферный воздух, поступающий по вертикальному стволу, направлен на самый нижний рабочий горизонт; по выработкам этого горизонта воздух доходит до очистных участков (блоков), омывает в восходящем направлении очистные забои, после чего по выработкам вентиляционного горизонта поступает к вентиляционному стволу и по нему выходит на земную поверхность [18]. Это общепринятая схема, она отвечает естественному восходящему движению обычно нагретого в шахтных выработках воздуха; при ней все газы и пыль, присоединившиеся к воздуху, уносятся на вентиляционный горизонт и не загрязняют свежей струи.

В данном проекте применяется фланговая крыльевая схема проветривания. При фланговой схеме движение воздуха прямоочное, 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 [19].

8.2 Расчет необходимого количества воздуха

Расчет необходимого количества воздуха производится:

- по среднесуточной добыче горной массы;
- по расходу ВВ
- по количеству людей
- по выносу пыли

По наибольшему расходу воздуха проектом принимается $Q_{\text{ш}} = 250 \text{ м}^3/\text{с}$.

Результаты расчетов необходимого количества воздуха приведены в приложении Е.

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 выбираем осевой вентилятор типа ВОД 40.

Характеристика вентилятора:

Производительность – 285 м³/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 Е.

9 Охрана труда

9.1 Анализ опасных и вредных факторов

Выработки проектируемого рудника проводится в породах крепостью $f = 10 - 13,4$ по шкале проф. М.М.Протоdjаконова. Породы в большинстве своем среднеустойчивые. Крепление стволов производится монолитным бетоном, горно-капитальных выработок – торкретбетоном в соответствии с паспортами крепления гидрогеологические условия благоприятные, средняя водопроницаемость пород составляет $36,7 \text{ м}^3/\text{сут}$. Месторождение неопасно по взрыву газа. Системой разработки предусмотрены массовые взрывы.

При разработке месторождения возможны воздействия на рабочих следующих опасных и вредных факторов:

- обрушение горных масс;
- действие электрического тока;
- падение людей в горные выработки;
- шумы и вибрация;
- некачественное освещение;
- некачественное водоснабжение.

Для предупреждения воздействия вышеперечисленных факторов в данном разделе проекта предусматривают следующие мероприятия:

- технические мероприятия;
- санитарно-гигиенические;
- противопожарные;
- план ликвидации аварии.

9.2 Мероприятия по охрана труда

Вопросы техники безопасности непосредственно связаны с технологическими процессами и видами работ, отражающимися в соответствующих разделах данного проекта. Для проектируемого рудника предусматриваются закрытые перегородки с предупредительными надписями всех видов в подземных выработках, состояние которых представляет опасность для людей, а также при входе в те выработки, работы которых временно приостановлены. Все недействующие рудоспуски перекрываются сверху и снизу. Устья действующих стволов ограждаются с неработающей стороны металлической сеткой высотой 2,5 м.

Все движущиеся части и двигатели стационарных машин и установок ограждаются перилами высотой не менее 1 м с надписями предупреждающими об опасности.

Перевозка людей по горизонтальным выработкам обязательна при длине их более 1000 м и более, осуществляется она в специальных вагонетках. При разбросанных горных работах по разрешению технического директора, согласно с органами Госгортехнадзора, допускается перевозка людей

отдельными поездами, состоящими из обычных грузовых вагонеток со съемными сидениями. Эти сидения должны устанавливаться таким образом, чтобы голова сидящего не выступала габариты локомотива. Скорость движения состава при перевозке людей в специальных вагонетках не должна превышать 20 км/ч, а в грузовых вагонетках со съемными сидениями не более 12 км/ч. Недопустима перевозка людей по неосвещенной выработке, при пониженном освещении необходимо снижать скорость. Состав должен иметь тормозные средства, обеспечивающие остановку на пути длиной не более 20 м.

Горные выработки должны содержаться в чистоте и исправном состоянии, а их поперечное сечение должно поддерживаться в соответствии с паспортом БВР. Выбитая или поломанная крепь горных выработок должна быть немедленно заменена. Ремонтные рабочие обеспечиваются предохранительными поясами. Ответственность за содержание всех горных выработок возлагается на соответствующих руководителей. Предусматривается ежемесячный осмотр стволов, служащих для спуска и подъема людей, специально назначенными для этого лицами. Результаты проверок записываются в журнал.

Расстояние от склада ВМ камерного типа до ствола шахты, околоствольных выработок, а также вентиляционных дверей, во избежание разрушения их, предусматривается 100 м. Расстояние от склада ВМ до выработок, служащих для постоянного прохода людей, составляет 250 м. Подходящие к складу выработки заканчиваются тупиками длиной не менее 2 м и имеют сечение более 4 м. Склад имеет два выхода и проветривается обособленной струей. На складе хранится 3-х суточный запас ВМ.

Подземный склад ВМ камерного типа состоит:

- камера хранения ВВ;
- камера хранения СВ;
- камера проверки электродетонаторов;
- камера выдачи ВМ;
- место для вагонеток и временного хранения тары.

При спуске ВМ ящики с электродетонаторами опускаются отдельно от ВВ и должны занимать не более 2/3 высоты клетки. При спуске ВВ в таре нахождение людей в клетке не допускается.

Доставка ВМ от ствола шахты в расходный склад производится в заводской упаковке. При перевозке СВ контактными электровозами они должны быть размещены в вагонетке, плотно закрытой деревянной крышкой. Перевозка ВВ производится специальными составами. Во всех случаях ВВ и СВ должны быть разделены между собой. При перевозке ВВ в голове или в хвосте поезда устанавливаются световые сигналы.

Запрещается вести взрывные работы ближе 30 м от складов ВВ, раздаточных камер при наличии в них ВВ.

9.3 Санитарно - гигиенические мероприятия

Борьба с пылью и газами

Вентиляция шахт должна производиться 24 часа в сутки. Количество подаваемого воздуха должно соответствовать количеству одновременно работающих людей в шахте, чтобы обеспечивать благоприятные условия труда рабочих. При повышенной температуре в шахте должны быть предусмотрены холодильные установки для охлаждения воздуха до заданной температуры. При пониженной предусмотрены калориферные установки, предназначенные для подогрева воздуха.

Источниками пылеобразования являются:

- буровые работы – 50-85%;
- взрывные работы – 20-40%;
- доставка руды – 5-10%.

Борьба с пылью и газами в шахте имеет важное значение, так как пыль и газы имеют негативное влияние на организм человека. В воздухе действующих выработок количество кислорода должно быть не менее 20 %. Перед допуском людей в забой, после взрывных работ, содержание ядовитых газов не должно превышать 0,008 %. Для определения содержания газов в восстающих применяется дистанционный пробоотборник эжекторного типа. Для проветривания шахт используются вентиляторы главного и вспомогательного проветривания. При очистных работах каждая панель проветривается обособленной струей воздуха. Проветривание подготовительных выработок должно быть непрерывно и производится как за счет общешахтной депрессии, так и вентиляторами местного проветривания.

Контроль за запыленностью в шахте осуществляется пылевентиляционной службой. Предельно допустимая концентрация пыли в шахте должна быть не более 2 мг/м³ воздуха. С поверхности воздух должен поступать с запыленностью не более 0,6 мг/м³. В забоях для пылеподавления применяются оросительные установки с форсунками для распыления тонкодисперсной воздушной смеси. Предусмотрено орошение у погрузочных пунктов (рудоспусков), орошение отбитой рудной массы в очистной панели. В местах интенсивного пылеобразования (бункеры-дозаторы) устанавливаются водяные завесы.

9.4 Борьба с шумом и вибрацией

Меры борьбы с шумом также входят в раздел охраны труда. Производственные шумы разделяют на механические, аэродинамические и магнитные. Для снижения механического шума необходимо содержать рабочие органы применяемых оборудования в исправности, применять для изготовления деталей незвучные материалы, использовать вибропрокладки и эластичные муфты или шумопоглощающие кожухи.

Для снижения аэродинамического шума применяют разного рода глушители (активные, реактивные, комбинированные). На компрессорных установках применяют резонансные глушители многоступенчатого типа. К индивидуальным средствам защиты относятся заглушки, аэрофоны, специальные наушники для бурильщиков.

Защита от вибрации включает комплекс работ по снижению вибрации путем амортизирования устройств и материалов. Стационарные сиденья в электровозах, погрузочно-доставочных машинах оборудуются пружинами и мягкими подстилками, которые в комплексе снижают вредный уровень вибраций. К индивидуальным средствам защиты от вибраций при работе ручным перфоратором относятся виброрукавицы.

9.5 План ликвидации аварий

Общие положения:

- План ликвидации аварии является руководством в действиях всех рабочих и ИТР Павлодарского рудника, ВГСЧ при возникновении аварии по спасению людей и ликвидации аварии;

- Ответственным руководителем работ по ликвидации аварий является главный инженер рудника, а до его прибытия – диспетчер рудника;

- Руководителем горноспасательных работ является командир ВГСО;

- Рабочие и ИТР рудника, обнаружившие аварию, обязаны:

а) сообщить об аварии диспетчеру и горному мастеру, указать место аварии, ее характер и свою фамилию;

б) немедленно на месте пожара (если это не угрожает жизни) до прибытия бойцов ВГСО принять меры по его тушению. При возгорании электрокабелей и электроустановок необходимо их обесточить, после чего приступить к тушению, предупредить об опасности находящихся вблизи людей;

- Оповещение об аварии производится согласно «Инструкции по оповещению аварий»;

- Ознакомление рабочих с правилами личного поведения во время аварий, выпиской из ПЛА, запасными выходами, производится начальниками участков и служб под роспись;

- При остановке вентилятора главного проветривания более чем на 30 минут люди выходят из тупиковых забоев на свежую струю, более чем на 2 часа – на поверхность.

План ликвидации аварий проектируемого рудника предусматривает:

- пути выхода людей из опасных участков;

- спасение пострадавших;

- правильную расстановку сил и средств, обеспечивающих наиболее быстрое проведение мероприятий на случай различного рода аварий.

План ликвидации аварий разрабатывается главным инженером рудника и согласовывается с командиром ВГСЧ, после чего утверждается главным инженером рудника.

Проектом предусматривается три пожароопасных участка: центральный, западный и восточный.

Позиция 1

Пожар на центральном участке. Вентилятор работает на всасывание. Люди выходят через западный вентиляционный ствол.

Позиция 2

Пожар на западном участке. Вентилятор работает на всасывание. Люди выходят через центральный ствол.

Позиция 3

Пожар на западном и восточном участке. Вентилятор работает на всасывание. Люди работавшие на этих участках, надевают ИДЗ, идут к подъему центрального участка, поднимаются на вышележащие горизонты и уходят по запасному выходу.

10 Генеральный план поверхности шахты

10.1 Общие сведения

Генеральный план промышленной площадки – план земной поверхности в пределах земельного отвода, на которой произведена инженерная подготовка территории, планировка и благоустройство, и комплексно размещены основные здания, сооружения, транспортные коммуникации, сети водопровода, канализации, теплоснабжения и др. К основным зданиям и сооружениям на поверхности рудника относятся такие, которые непосредственно связаны с технологией добычи и выдачи руды. Объемное планирование и конструктивные решения рудничных зданий и сооружений на поверхности рудника, определяются принятым технологическим процессом, параметрами установленного оборудования, требованиями строительных норм и правилами противопожарной безопасности, климатическими условиями, а также организацией строительства, обеспечивающей минимальные трудовые и материальные затраты и сохранение продолжительности строительства.

Промышленная площадка рудника подразделяется на зоны: основного производства, транспортно - складскую, вспомогательных производств, административно - общественную.

Энергетические объекты располагают как можно ближе к основным потребителям энергии, а складские – с учетом эффективного использования подъездных путей. Для дальнейшего расширения предприятия резервируются свободные участки.

Расположение зданий и сооружений на площадке обеспечивает наиболее благоприятные условия для естественного освещения, аэрации, вентиляции, борьбы со снежными заносами. Площадки отдельных цехов ориентируются таким образом, чтобы господствующие ветры были направлены вдоль или под острым углом к продольным осям зданий.

Наиболее экономичным решением генерального плана является блокировка сооружений в одном или нескольких крупных зданиях. При этом значительно сокращается территория промышленной площадки, протяженность инженерных сетей, периметр наружных стен, создаются благоприятные условия для строительно - монтажных работ, улучшается транспортное обслуживание рудника. В соответствии с этим блокируются надшахтные здания, калориферное здание и здание вентиляционной установки. Компактность генерального плана поверхности способствует снижению капитальных затрат на строительство

На размеры территории и плотность ее застройки существенное влияние оказывают противопожарные и санитарные разрывы между зданиями и сооружениями.

Для перевозки руды и промышленных грузов применяют железнодорожный, автомобильный виды транспорта. Вид транспорта определен сравнением вариантов по минимуму приведенных затрат.

Железнодорожный транспорт применяется для перевозки руды и доставки, поступающих на промышленную площадку материалов при грузообороте не менее 10 вагонов в сутки. Промышленные железные дороги с шириной колеи 1524 и 750 мм построены с учетом габаритов строений.

Все маневровые операции на станции выполняются локомотивной тягой. Для перевозки руды в основном применяют открытые большегрузные вагоны.

Автомобильный транспорт применяется для внешних и внутриплощадочных перевозок.

Инженерные сети горнорудного предприятия делят на сети общего назначения (водопроводные, канализационные, теплофикационные, дренажные), электросети всех видов и производственные (технологические).

Для трубопроводов диаметром 125, 150-600, 600-1400 и более 1400 мм расстояние между колодцами не превышает соответственно 40, 50, 75 и более 150 м. Водопроводные линии для противопожарных нужд имеют пожарные гидранты, расположенные на расстоянии не более 100 м друг от друга.

В работу по благоустройству территории входят: создание надежных дорожных покрытий и тротуаров, озеленение территории и ряд других мероприятий, улучшающих внешний и внутренний облик всего предприятия.

Зеленые насаждения защищают атмосферу от загрязнения производственными отходами, препятствуют распространению шума. Почвенный покров территории засеян травами.

На территории рудника озеленяются: внутриплощадочные магистральные проезды; участки, свободные от застройки; участки у столовых; бытовых помещений, рудоуправлений.

Категория по пожарной взрывопожарной и взрывной опасности определяется по нормам технологического проектирования или по специальным перечням производств, составленным и утвержденным соответствующими министерствами.

В случае возникновения пожаров из зданий и сооружений обеспечены безопасная эвакуация людей. Эвакуационными считаются выходы: из помещений любого этажа, кроме первого, в коридор или проход, ведущие к лестничной клетке или в лестничную клетку, имеющую выход непосредственно наружу или через вестибюль, отделенный от коридоров перегородками с дверями; из помещений первого этажа наружу непосредственно или через коридор, вестибюль, лестничную клетку.

11 Экономическая часть

Технико-экономическая часть проекта рассчитана на пусковой период работы рудника на производительность 1500000 тонн руды в год.

11.1 Организация и управление производством

При подземном способе отработки месторождения, на Майкаинском руднике проводятся горно - проходческих, очистных и транспортных работ. Вывозка руды и породы на поверхность осуществляется по транспортному уклону с применением самоходного оборудования.

Ремонт горного оборудования выполняется непосредственно на руднике собственными силами слесарей, а также за счет услуг рабочих ремонтно-механической мастерской предприятия.

Аналогичные услуги руднику будут оказывать и другие цеха, задействованные в производстве товарной продукции из руд месторождения.

Руководство производством обеспечивается как линейным персоналом начальник участка (рудника), старший мастер, мастер, старший электромеханик, электромеханик так и функциональным аппаратом специалистов геолог, маркшейдер, нормировщик - экономист.

Линейный персонал рудника осуществляет оперативное руководство рабочими в сменах и непосредственный контроль за ведением технологических процессов производства. В подчинении сменных мастеров и механика находится коллективы бригад рабочих.

Режим работы рудника приведен в таблице Е.1.

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

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Дипломный проект составлен для условия Акбакайского месторождения.

На основе расчетов выбора метода разработки, для данного месторождения выбран подземный способ разработки.

Основные параметры рудника: годовая производительность 650 000 т, срок службы рудника 29 лет, высота этажа принято 55 м.

Рациональным способом вскрытия для данного месторождения по минимуму приведенных затрат выбран вертикальный ствол в лежащем боку с групповыми квершлагами. Методом выбора рациональной системы разработки академика О. А. Байконурова выбрана система разработки с магазинированием руды.

В соответствии с суточной добычей шахты принят клетевой подъем. Выбран также необходимое количество воздуха для проветривания рудника.

В экономической части рассчитана себестоимость 1 т руды в целом по руднику по всем затратам.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 Канаева З.К., Канаева А.Т., Нуркеев С.С. Геохимические и минералогические особенности руды золотоносного месторождения «Акбакай». Наука и новые технологии, № 4, 2012, с. 14-16.
- 2 Нурпейсова М.Б., Менаяков К.Т. Оценка геомеханического состояния массива горных пород при открыто-подземной разработке месторождения Акбакай // «Наука и образование»-ведущий фактор стратегии Казахстан – 2030», - Караганда, 2009. – С. 90 – 93.
- 3 «Проект строительства II очереди Акбакайского горно-обогатительного комбината» г. Ташкент 1991 г., выполненный среднеазиатским научно-исследовательским проектным институтом цветной металлургии «Средазнипроцветмет».
- 4 Агошков М.Н., Борисов С.С., Боярский В.А. Разработка рудных и нерудных месторождений. Учебник для ВУЗов- М.: «Недра», 1998.
- 4 5 Милехин Г.Г. Вскрытие и подготовка рудных месторождений / Учебное пособие, МГТУ, 2004.
- 6 Валиев, Н. Г., Стряпунин В. В. Вскрытие и подготовка рудных месторождений. Изд-во УГГУ, 2012. - 146 с.
- 7 Байконуров О. А. Классификация и выбор методов подземной разработки месторождений. Алматы, 2002.
- 8 Раскильдинов Б.У. Системы подземной разработки рудных месторождений. – Алматы, «Республиканский издательский кабинет», 1997.
9. Каражанов Д.Д. Расчет и выбор системы подземной разработки руд. – Алматы, КазНТУ, 1996.
- 10 «Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий с подземным способом разработки». Методические рекомендации. Согласованы с приказом комитета по гос.контролю за ЧС и пром.безопасностью РК от 4 декабря 2008 г. № 46.
- 11 Мосинец В.Н., Пашков А.Д., Латышев В.А. Разрушение горных пород. - М.: Недра, 1975. - 166 бет.
- 12 Требования к безопасности процессов разработки рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом" Постановление Правительства РК от 30.01.2017 г.
- 13 Горные науки освоения и сохранения недр земли» (под редакцией академика К.Н.Трубецкого). – М.: из-во Академии горных наук, 1997.
- 14 Битимбаев М.Ж. Технология выемки руды из целиков при повторной разработке обширных пластообразных рудных залежей с устойчивой кровлей. Автореферат диссертации на соискание ученой степени доктора технических наук, Алматы 1994.
- 15 Касымканова Х.М., Кайбалина Н.Б., Менаяков К.Т. Формирование зон смещений при открыто-подземной разработке месторождений полезных

ископаемых. Горный информационно-аналитический бюллетень, 2012, С. 129-131

16. Способ выемки опорных целиков. А.с. СССР № 7877018, 1997.

17 Пухов Ю.С. Рудничный транспорт. –М.: Недра, 1991 г., 254 с.

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

19 Цой С. Основы проектирования рудников. - Алматы, КазНТУ им.К.И. Сатпаева, 2001 г.

20 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

21 Қазақша-орысша терминологиялық сөздік, кен ісі және металлургия. Алматы: РАУАН, 2000

Приложение А

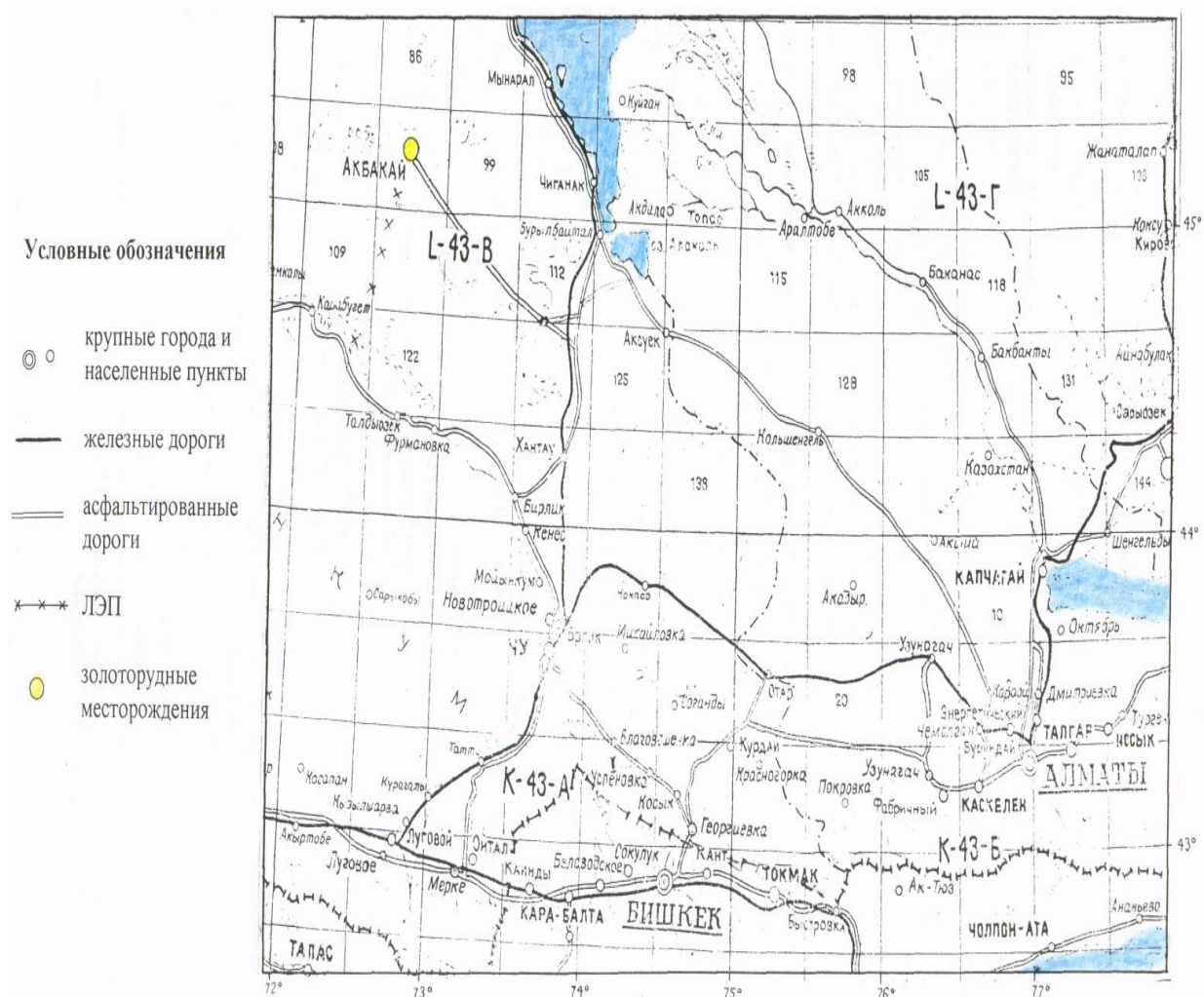


Рисунок А1 – Обзорная карта района

Продолжение приложения А

1.6 Подсчет промышленных запасов

Для подсчета запасов строятся разрезы в крест простирания рудных тел. Объем определяется по формуле

$$V_{\text{бл}} = S \times L_{\text{пад}}, \quad (\text{A.1})$$

где $V_{\text{бл}}$ – объем блока м³;
 $L_{\text{пад}}$ – длина по падению м.

$$L_{\text{пад}} = \frac{H_p}{\sin \alpha} \quad (\text{A.2})$$

$$S_{\text{бл}} = L_{\text{бл}} \times m \quad (\text{A.3})$$

$$L_{\text{пад}} = \frac{500}{0,96} = 520$$

Результаты расчетов приведены в таблице А1.

Таблица А1 – Объем запасов по блокам

№ блока	S _{блока}	Объем блока V _{бл} , м ³	Расстояние между сечениями L, м	γ, т/м ³	Запасы q, млн. т
Рудное тело № 2					
1	2100	328230	150	3,5	1148805
2	2640	412632	150	3,5	1444212
3	3400	708220	200	3,5	2478770
Рудное тело № 4					
4	2800	437640	150	3,5	1531740
5	3510	548613	150	3,5	1920145
6	4500	937350	200	3,5	3280725
Рудное тело № 6					
7	2660	415758	150	3,5	1455153
8	3150	492345	150	3,5	1723207
9	3760	783208	200	3,5	2741228
Итого					17723985

Продолжение приложения А

Общие балансовые запасы составляют

$$Q_{бал} = 17\,723\,985 \text{ т}$$

Извлекаемые запасы определяются с учетом потерь и разубоживания при добыче по формуле

$$Q_{изв} = Q_{б} \frac{K_u}{1 - \rho}. \quad (\text{А.4})$$

где $Q_{б}$ – балансовые запасы, (т);

ρ – коэффициент разубоживания, доли ед.

$$Q_{изв} = 17723985 \frac{0,9}{1 - 0,05} \approx 16\,700\,000 \text{ т}$$

Приложение Б

Метод разработки

Выбор метода разработки

Предельную глубину открытых горных пород определяем по формуле профессора П.И. Городецкого

$$H_{откр} = \frac{m \times K_{зр} \times K_{из}}{ctg\beta_г + ctg\beta_л}, \text{ м}; \quad (\text{Б.5})$$

где m – суммарная средняя мощность рудных тел, в нашем случае 8 м;
 $\beta_г$ – угол откоса бортов карьера со стороны висячего блока, град,
45°;

$\beta_л$ – угол откоса бортов карьера со стороны лежачего бока, град, 45°;

$K_{из}$ – коэффициент извлечения, 90%;

$K_{зр}$ – граничный коэффициент:

$$K_{зр} = \frac{C_n - C_o}{C_г}, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (\text{Б.2})$$

где C_n – 803 себестоимость добычи полезного ископаемого подземным способом, тенге/т;

C_o – 408 себестоимость добычи открытым способом, тенге/м³;

$C_г$ – 110 себестоимость вскрышных работ, тенге/м³;

$$K_{зр} = \frac{803 - 408}{110} = 3,6 \text{ м}^3/\text{т}$$

По формуле (А.5) определяем глубину открытых горных работ:

$$H_{откр} = \frac{37,26}{0,2679 + 0,2679} = 69,5 \text{ м.}$$

Исходя из небольшой глубины открытых горных работ отработку месторождения планируем осуществлять подземным способом.

Продолжение приложения Б

Основные параметры рудника

Годовую производственную мощность участка подземных работ (УПГР) по горным возможностям определяем по формуле :

$$A = \frac{V \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot S \cdot \gamma \cdot K_n}{K_p}, \text{ тыс.т/год}; \quad (\text{Б.3})$$

где V – среднее годовое понижение уровня выемки, $V = 23\text{м}$;

S – средняя величина горизонтальной рудной площади УПГР, в соответствии с приложением 5 - $S = 6,23 \text{ тыс.м}^2$;

K_1, K_2, K_3, K_4 – поправочные коэффициенты к величине годового понижения в соответствии с углом падения, мощностью рудных тел, применяемыми системами разработки и числом этажей, находящихся одновременно в работе, следует: $K_1=1,1; K_2=1,1; K_3=1,0; K_4=1,0$;

γ - плотность руды, $\gamma = 3,5 \text{ т/м}^3$;

K_n, K_p – коэффициенты, учитывающие соответственно потери и разубоживание руды, для принятого варианта системы разработки, $K_n = 1 - p = 1 - 0,043 = 0,957$ и $K_p = 1 - p = 1 - 0,05 = 0,95$;

Тогда

$$A = \frac{23 \times 1,1 \times 1,1 \times 1,0 \times 1,0 \times 6,23 \times 3,5 \times 0,957}{0,95} = 648\,000 \text{ т/год.}$$

С учетом развития техники и технологий ведения подземных горных работ принимаем $A_2 = 650\,000 \text{ т}$.

1.9 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

$$T_p = \frac{Q_{изв}}{A_2}, \text{ лет}; \quad (\text{Б.4})$$

где $Q_{изв}$ - извлекаемые запасы месторождения;

A_2 - годовая мощность рудника.

$$T_p = \frac{16\,700\,000}{650\,000} = 25 \text{ лет,}$$

Продолжение приложения Б

С учетом развития (t_p) и затухания (t_3) горных работ, срок эксплуатации рудника составит:

$$T = t_p + T_{расч} + t_3, \text{ лет.} \quad (\text{Б.5})$$

Получим,

$$T = 2 + 25,69 + 2 = 29 \text{ лет.}$$

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

Приложение В

Критерием сравнительной оценки служит минимум приведенных затрат.

$$J_{np} = C_c + E_n \cdot K_{yd} \rightarrow \min, \quad (B.1)$$

где C_c - себестоимость руды, тг/т;
 K_{yd} - удельные капитальные затраты, тг/т;
 $E_n = 1/t_o$ - нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений, $E_n = 0,15$;
 t_o - срок окупаемости капитальных вложений; для горнорудной промышленности $t_o = 7$ лет.

Для данных двух вариантов необходимо рассчитать технико-экономические показатели.

Технико-экономические показатели вариантов

1 способ: Вскрытие со стороны висячего бока, за зоной сдвижения горных пород вертикальным стволом и этажными квершлагами,.

Капитальные затраты

Проходка основного вертикального ствола шахты

$$K_{zl} = H \cdot k \cdot n, \quad \text{тг} \quad (B.2)$$

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

$$K_{zl} = 630 \cdot 250\,000 \cdot 1 = 157\,500\,000 \text{ тг}$$

Проходка вентиляционного ствола

$$K_B = H_B \cdot k_B \cdot n_B, \quad \text{тг} \quad (B.3)$$

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

$$K_B = 600 \cdot 180\,000 \cdot 2 = 216\,000\,000 \text{ тг.}$$

Проходка квершлагов

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

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

Продолжение приложения В

$$K_{KB} = 4\,380 \cdot 35\,000 = 153\,300\,000$$

Проходка и оборудование околоствольного двора

$$K_{od} = (0,24 + 0,48 \cdot A_r) \cdot n, \quad \text{тг}, \quad (\text{B.5})$$

где n - количество околоствольных дворов.

$$K_{od} = (0,24 + 0,48 \cdot 650\,000) \cdot 10 = 4\,665\,000 \text{ тг},$$

Строительство надшахтных зданий и сооружений

$$K_{H3} = 9,3 + 3,24 \cdot A_r, \quad \text{тг} \quad (\text{B.6})$$

где A_r - годовая мощность рудника, т.

$$K_{H3} = 9,3 + 3,24 \cdot 650\,000 = 8\,151\,000 \text{ тг}$$

Итого капитальных затрат, тг:

$$\sum K = 539\,616\,000$$

Удельные капитальные затраты на 1 т извлекаемых запасов

$$\bar{K} = \frac{\sum K}{Q_{изв}}, \quad \text{тг/т} \quad (\text{B.7})$$

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

$$\bar{K} = \frac{539\,616\,000}{16\,700\,000} = 32,31 \text{ тг/т}$$

Удельные капитальные затраты на 1 т годовой добычи

$$K_{y\partial} = \frac{\sum K}{A_2}, \quad \text{тг/т} \quad (\text{B.8})$$

где A_2 - годовая мощность рудника, т.

Продолжение приложения В

$$K_{yd} = \frac{539\,616\,000}{650\,000} \approx 830 \text{ тг/т}$$

Эксплуатационные расходы

Стоимость поддержание основного вертикального ствола шахты

$$C_{\sigma} = H \cdot C_{\sigma} \cdot n \cdot T, \text{ тг} \quad (\text{B.9})$$

где C_{σ} – стоимость поддержания главного ствола, тг/м;

T – срок существования рудника, лет.

$$C_{\sigma} = 630 \cdot 90\,000 \cdot 1 \cdot 29 = 1\,644\,300\,000 \text{ тг}$$

Стоимость поддержания вентиляционных стволов

$$C_{\sigma\sigma} = H \cdot C_{\sigma} \cdot n \cdot T, \text{ тг} \quad (\text{B.10})$$

где C_{σ} - стоимость поддержания вентиляционного ствола. тг/м;

$$C_{\sigma\sigma} = 600 \cdot 50\,000 \cdot 2 \cdot 29 = 1\,740\,000\,000 \text{ тг}$$

Стоимость поддержания квершлагов

$$C_{\kappa\sigma} = L_{CP} \cdot C_{\sigma} \cdot T, \text{ тг} \quad (\text{B.11})$$

где L_{CP} - средняя длина квершлагов, м;

T - время эксплуатации, год;

C_{σ} – стоимость поддержания квершлагов, тг/м.

$$C_{\kappa\sigma} = 438 \cdot 18\,000 \cdot 29 = 228\,636\,000 \text{ тг}$$

Стоимость откатки по квершлагам

$$C_{om} = L_{CP} \cdot Q_{извл} \cdot k_{om}, \text{ тг}, \quad (\text{B.12})$$

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

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

$$C_{om} = 430 \cdot 16\,700\,000 \cdot 0,06 = 430\,860\,000, \text{ тг/м},$$

Продолжение приложения В

Стоимость подъема руды по стволу шахты

$$C_{под} = Q_{извл} \cdot H_C \cdot k_{под}, \text{тг} \quad (\text{В.13})$$

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

$$C_{под} = 16\,700\,000 \cdot 630 \cdot 0,07 = 736\,470\,000 \text{ тг.}$$

Стоимость водоотлива

$$C_{вод} = Q_v \cdot \frac{H_{rc}}{2} k_{вод}, \text{ тг} \quad (\text{В.14})$$

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

$$C_{вод} = 240\,000 \cdot \frac{630}{2} \cdot 0,03 \approx 2\,270\,000 \text{ тг}$$

Стоимость ремонта надшахтных сооружений

$$C_{нс} = (0,164 + 0,07 \cdot A_2) \cdot T, \text{ тг} \quad (\text{В.15})$$

$$C_{нс} = (0,164 + 0,07 \cdot 650\,000) \cdot 29 \approx 4\,411\,000$$

Итого стоимость всего

$$\sum \mathcal{E} = 4\,786\,947\,000 \text{ тг}$$

Удельные эксплуатационные расходы, отнесенные на извлекаемые запасы

$$\overline{C}_{\mathcal{E}} = \frac{\sum \mathcal{E}}{Q_{извл}} = \frac{4\,786\,947\,000}{16\,700\,000} = 286,64 \text{ тг/т} \quad (\text{В.16})$$

Себестоимость руды

$$C_{\mathcal{E}} = \overline{K} + \overline{C}_{\mathcal{E}}, \text{ тг/т} \quad (\text{В.17})$$

$$C_{\mathcal{E}} = 32,31 + 286,64 = 318,95$$

Продолжение приложения В

Приведенные затраты

$$I = C_{\text{э}} + E \cdot K_{\text{уд}} , \text{ тг/т} \quad (\text{В.18})$$

где E – коэффициент эффективности капитальных вложений.

$$I = 318,95 + 0,15 \cdot 830 = 443,45 \text{ тг/т.}$$

2 способ: Вскрытие со стороны лежачего бока вертикальным стволом и этажными квершлагами, за зоной сдвижения горных пород.

Капитальные затраты

Проходка главного вертикального ствола шахты

$$K_{\text{зл}} = H \cdot k \cdot n , \text{ тг,}$$

где H - глубина вертикального ствола, м;

k - стоимость проходки ствола, тг/м;

$$K_{\text{зл}} = 630 \cdot 250\,000 \cdot 1 = 157\,500\,000 \text{ тг.}$$

Проходка вентиляционного ствола

$$K_{\text{в}} = H_{\text{в}} \cdot k_{\text{в}} \cdot n_{\text{в}} , \text{ тг}$$

где H - глубина вентиляционного ствола, м;

k - стоимость проходки вентиляционного ствола, тг/м;

n - количество вентиляционных стволов.

$$K_{\text{в}} = 600 \cdot 180\,000 \cdot 2 = 216\,000\,000 \text{ тг.}$$

Проходка квершлагов

$$K_{\text{кв}} = \sum L_{\text{к}} \cdot k_{\text{кв}} \text{ тг,}$$

где $\sum L_{\text{к}}$ - общая длина всех квершлагов, м;

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

$$K_{\text{кв}} = 2\,100 \cdot 35\,000 = 73\,500\,000 \text{ тг.}$$

Продолжение приложения В

Проходка и оборудование околоствольного двора

$$K_{od} = (0,24 + 0,48 \cdot 650\,000) \cdot 10 = 4\,665\,000 \text{ тг},$$

Строительство надшахтных зданий и сооружений

$$K_{H3} = 9,3 + 3,24 \cdot A_G, \text{ тг}$$

где A_G - годовая мощность рудника, т.

$$K_{H3} = 9,3 + 3,24 \cdot 650\,000 = 8\,151\,000 \text{ тг}$$

Итого капитальных затрат, тг

$$\sum K = 459\,816\,000$$

Удельные капитальные затраты на 1 т извлекаемых запасов

$$\bar{K} = \frac{\sum K}{Q_{изв}}, \text{ тг/т},$$

где $\sum K$ - сумма капитальных затрат.

$$\bar{K} = \frac{459\,816\,000}{16\,700\,000} = 27,53 \text{ тг/т}$$

Удельные капитальные затраты на 1 т годовой добычи

$$K_{y\partial} = \frac{\sum K}{A_2}, \text{ тг/т}$$

где A_2 - годовая мощность рудника, т.

$$K_{y\partial} = \frac{459\,816\,000}{650\,000} = 707,40 \text{ тг/т}$$

Продолжение приложения В

Эксплуатационные расходы

Стоимость поддержание основного вертикального ствола шахты

$$C_{\sigma} = H \cdot C_c \cdot n \cdot T, \text{ тг,}$$

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

T – срок существования рудника, лет.

$$C_{\sigma} = 630 \cdot 90\,000 \cdot 1 \cdot 29 = 1\,644\,300\,000 \text{ тг.}$$

Стоимость поддержания вентиляционных стволов

$$C_{\sigma c} = H \cdot C_{\sigma} \cdot n \cdot T, \text{ тг}$$

где C_{σ} – стоимость поддержания вентиляционного ствола. тг/м;

$$C_{\sigma c} = 600 \cdot 50\,000 \cdot 2 \cdot 29 = 1\,740\,000\,000 \text{ тг}$$

Стоимость поддержания квершлагов

$$C_{\kappa\sigma} = L_{CP} \cdot C_C \cdot T, \text{ тг}$$

где L_{CP} – средняя длина квершлагов, м;

T – время эксплуатации, год.

$$C_{\kappa\sigma} = 210 \cdot 18\,000 \cdot 29 = 109\,620\,000 \text{ тг.}$$

Стоимость откатки по квершлагам

$$C_{om} = L_{CP} \cdot Q_{извл} \cdot k_{om}, \text{ тг}$$

где k_{om} – стоимость откатки 1 т руды по квершлагам, тг/м;

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

$$C_{om} = 210 \cdot 16\,700\,000 \cdot 0,06 = 210\,420\,000, \text{ тг}$$

Стоимость подъема руды по стволу шахты

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

где $k_{\text{под}}$ – стоимость подъема 1 т руды по стволу шахты, тг/м;

Продолжение приложения В

$$C_{под} = 16\,700\,000 \cdot 630 \cdot 0,07 = 736\,470\,000 \text{ тг.}$$

Стоимость водоотлива

$$C_{вод} = Q_v \cdot \frac{H_{rc}}{2} k_{вод}, \text{ тг}$$

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

$$C_{вод} = 240\,000 \cdot \frac{630}{2} \cdot 0,03 \approx 2\,270\,000 \text{ тг.}$$

Стоимость ремонта надшахтных сооружений

$$C_{нс} = (0,164 + 0,07 \cdot A_2) \cdot T, \text{ тг,}$$

$$C_{нс} = (0,164 + 0,07 \cdot 650\,000) \cdot 29 \approx 4\,411\,000$$

Итого стоимость всего

$$\sum \mathcal{E} = 4\,447\,491\,000 \text{ тг}$$

Удельные эксплуатационные расходы, отнесенные на извлекаемые запасы

$$\overline{C}_{\mathcal{E}} = \frac{4\,447\,491\,000}{16\,700\,000} = 266,31 \text{ тг/т.}$$

Себестоимость руды

$$C_9 = 23,53 + 266,31 = 289,84 \text{ тг/т.}$$

Приведенные затраты

$$I = C_9 + E \cdot K_{y0}, \text{ тг/т,}$$

где E – коэффициент эффективности капитальных вложений.

$$I = 289,84 + 0,15 \cdot 707,40 = 395,95 \text{ тг/т.}$$

Продолжение приложения В

3 способ: Вскрытие основным и слепым вертикальным стволом со стороны лежачего бока, за зоной сдвига горных пород.

Капитальные затраты

Проходка главного вертикального ствола шахты

$$K_{зл} = 410 \cdot 250\,000 \cdot 1 = 102\,500\,000 \text{ тг.}$$

Проходка слепого вертикального ствола шахты

$$K_{сл.в} = H_{сл} \cdot k \cdot n, \text{ тг}$$

где $H_{сл}$ - глубина слепого ствола, м;

k - стоимость проходки ствола, тг/м;

n - количество стволов.

$$K_{зл} = 250 \cdot 350\,000 \cdot 1 = 87\,500\,000 \text{ тг.}$$

Проходка вентиляционного ствола

$$K_B = 600 \cdot 180\,000 \cdot 2 = 216\,000\,000 \text{ тг.}$$

Проходка квершлагов

$$K_{KB} = 1\,850 \cdot 35\,000 = 64\,750\,000$$

Проходка и оборудование околоствольного двора

$$K_{од} = (0,24 + 0,48 \cdot 650\,000) \cdot 10 = 4\,665\,000 \text{ тг,}$$

Строительство надшахтных зданий и сооружений

$$K_{НЗ} = 9,3 + 3,24 \cdot 650\,000 = 8\,151\,000 \text{ тг}$$

Итого капитальных затрат, тг

$$\sum K = 483\,566\,000$$

Продолжение приложения В

Удельные капитальные затраты на 1 т извлекаемых запасов

$$\bar{K} = \frac{483\,566\,000}{16\,700\,000} = 29 \text{ тг/т.}$$

Удельные капитальные затраты на 1 т годовой добычи

$$K_{\text{год}} = \frac{483\,566\,000}{650\,000} = 745 \text{ тг/т}$$

Эксплуатационные расходы

Стоимость поддержание основного вертикального ствола шахты

$$C_{\text{с}} = 410 \cdot 90\,000 \cdot 1 \cdot 29 = 1\,070\,100\,000 \text{ тг}$$

Стоимость поддержание слепого вертикального ствола

$$C_{\text{с}} = 250 \cdot 130\,000 \cdot 1 \cdot 29 = 942\,500\,000 \text{ тг}$$

Стоимость поддержания вентиляционных стволов

$$C_{\text{вс}} = 600 \cdot 50\,000 \cdot 2 \cdot 29 = 1\,740\,000\,000 \text{ тг}$$

Стоимость поддержания квершлагов

$$C_{\text{кв}} = 185 \cdot 18\,000 \cdot 29 = 96\,570\,000 \text{ тг}$$

Стоимость откатки по квершлагам

$$C_{\text{от}} = 185 \cdot 16\,700\,000 \cdot 0,06 = 185\,370\,000 \text{ , тг/м}$$

Стоимость подъема руды по вертикальному стволу

$$C_{\text{под}} = 16\,700\,000 \cdot 410 \cdot 0,07 = 479\,290\,000 \text{ тг.}$$

Стоимость подъема руды по слепому стволу

$$C_{\text{под}} = 16\,700\,000 \cdot 250 \cdot 0,09 = 375\,750\,000 \text{ тг.}$$

Продолжение приложения В

Стоимость водоотлива

$$C_{вод} = 240\,000 \cdot \frac{630}{2} \cdot 0,03 \approx 2\,270\,000 \text{ тг}$$

Стоимость ремонта надшахтных сооружений

$$C_{нс} = (0,164 + 0,07 \cdot 650\,000) \cdot 29 \approx 4\,411\,000$$

Итого стоимость всего

$$\sum \mathcal{E} = 4\,896\,261\,000 \text{ тг}$$

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

$$\overline{C_3} = \frac{4\,896\,261\,000}{16\,700\,000} = 293,18 \text{ тг/т}$$

Себестоимость руды, тг/т

$$C_3 = 29 + 293,18 = 322,18$$

Приведенные затраты

$$I = 322,18 + 0,15 \cdot 745 = 433,93 \text{ тг/т.}$$

Результаты расчета сводим в таблицу В.1

Продолжение приложения В

Таблица В.1 - Критерии оптимальности

Наименование критерия оптимальности	Формулы для определения	Варианты способа вскрытия		
		I	II	III
Удельные капитальные затраты отнесенные на извлекаемые запасы, тг/т	$\bar{K} = \frac{\sum K}{Q_{изв}}$	32,31	27,53	29
Удельные капитальные затраты отнесенные на годовую добычи, тг/т	$K_{год} = \frac{\sum K}{A_r}$	830	707,40	745
Удельные эксплуатационные расходы отнесенные на извлекаемые запасы, тг/т	$\bar{C}_э = \frac{\sum Э}{Q_{извл}}$	286,64	266,31	293,18
Себестоимость руды, тг/т	$C_э = \bar{K} + \bar{C}_э$	318,95	289,84	322,18
Приведенные затраты, тг/т	$I = C_э + E \cdot K_{год}$	443,45	395,95	433,93

В результате анализа расчетов технико-экономических показателей трех вариантов и по минимуму приведенных затрат принимаем вариант II, т.е. способ - вскрытие основным вертикальным стволом в лежащем боку с этажными квершлагами.

Определение места заложения основной вскрывающей выработки

Наиболее известным из горнотехнических работ является аналитический метод академика Л.Д.Шевякова и графический метод профессора П.К.Соболевского.

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.

Вскрытие принимаем одноступенчатое, проходка ствола осуществляется сразу на всю глубину. Длина простирацию рудного тела составляет в среднем 820 м.

Подсчет запасов произведем методом вертикальных сечений, расположенных через 82 м по простирации в результате получим запасы одного блока

$$Q = m_{cp} \cdot I \cdot L_{над} \cdot \gamma, m, \quad (B 19)$$

$$Q = 11,5 \cdot 82 \cdot 500 \cdot 3,5 = 1\ 650\ 250\ m.$$

Приложение Г

При выполнении работ этапа используем таблицу Г.1.

Таблица Г.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

Продолжение приложения Г

Таблица Г.2 - Критерии оптимальности

К _n	Критерии оптимальности	Системы разработки		
		Вар. 1	Вар. 2	Вар. 3
К ₁	Производительность труда рабочего по системе, т/см	90	50	35
К ₂	Себестоимость добычи, тг/т	3500	4000	5500
К ₃	Разубоживание, %	8	15	5
К ₄	Потери, %	10	12	8
К ₅	Промышленная ценность руды, тг	9900	12000	10 000
К ₆	Экономический ущерб от разубоживания, тг/т	860	950	895
К ₇	Экономический ущерб от потерь, тг/т	860	850	900
К ₈	Суммарные технологические затраты, тг	4400	5600	8450
К ₉	Рентабельность использования руды, тг	7850	7776	8560
К ₁₀	Коэффициент эффективности системы	5,72	4,6	3,1

Определяются величины отклонений оптимальных значений от расчетных

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

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

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

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

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

$$\Delta J_1^5 = \frac{9\,900 - 12\,000}{12\,000} = -0,17 \quad \Delta J_2^5 = \frac{12\,000 - 12\,000}{12\,000} = 0 \quad \Delta J_3^5 = \frac{10\,000 - 12\,000}{12\,000} = -0,16$$

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

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

Продолжение приложения Г

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

$$\Delta J_1^9 = \frac{7850 - 7776}{7776} = 0,009 \quad \Delta J_2^9 = \frac{7776 - 7776}{7776} = 0 \quad \Delta J_3^9 = \frac{8550 - 7776}{7776} = 0,09$$

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

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

$$R_j = \sqrt{J_{jp1}^{jp2} + J_{jp2}^{jp2} + \dots + J_{jpn}^{jp2}}, \quad (\Gamma.2)$$

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

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

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

Приложение Д

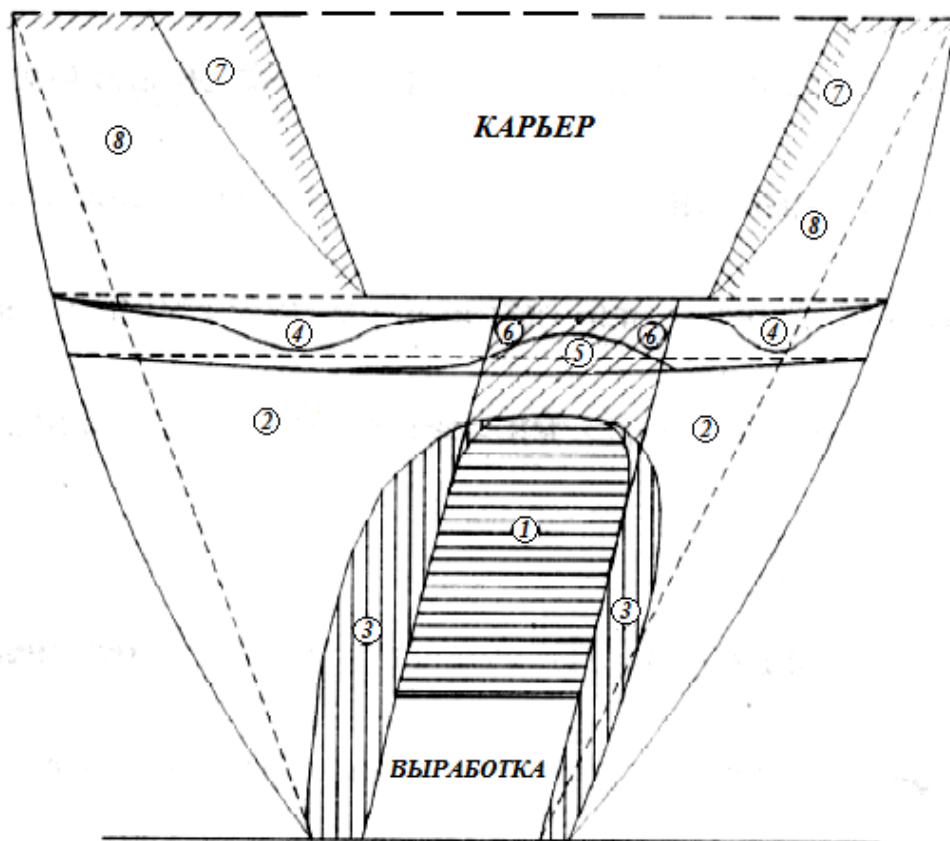


Рисунок Д.1 - Схема сдвижения горных пород при комбинированной (открыто-подземной) разработке месторождений. Зоны: 1-обрушение; 2 – плавного прогиба; 4,5,6 – растяжения и сжатия в подкарьерном слое; 7-оползневая призма; 8-прибортовой массив

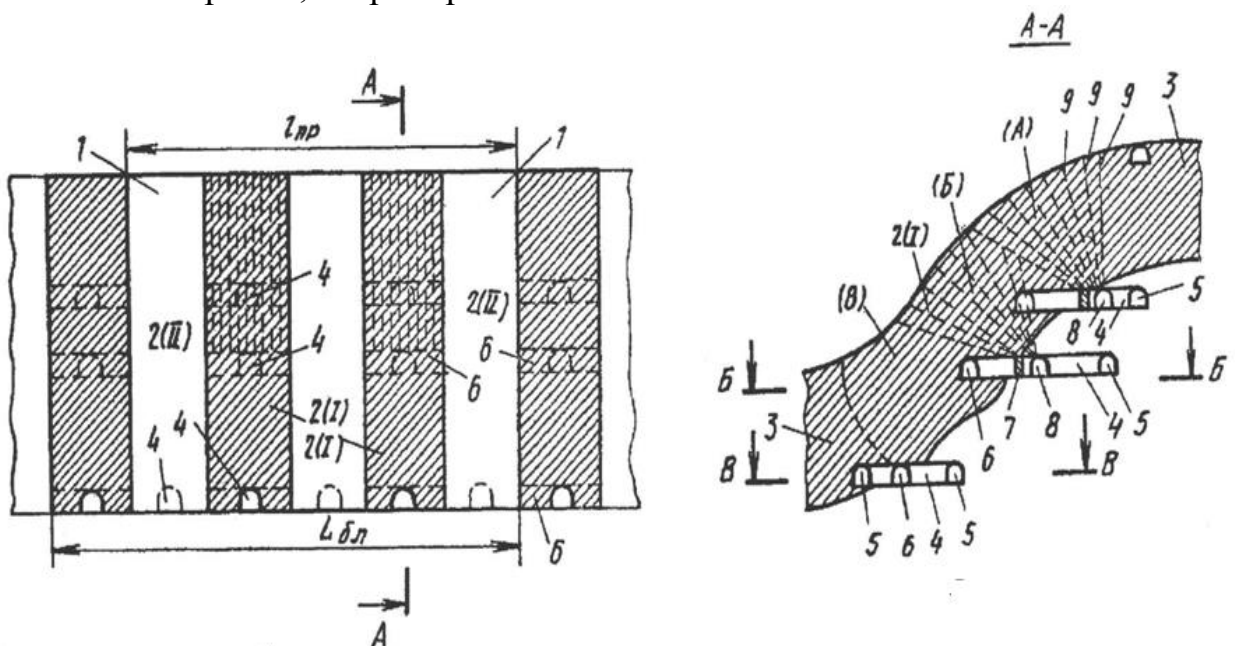


Рисунок Д.2- Выемка барьерных (междукамерных) целиков

Продолжение приложения Д

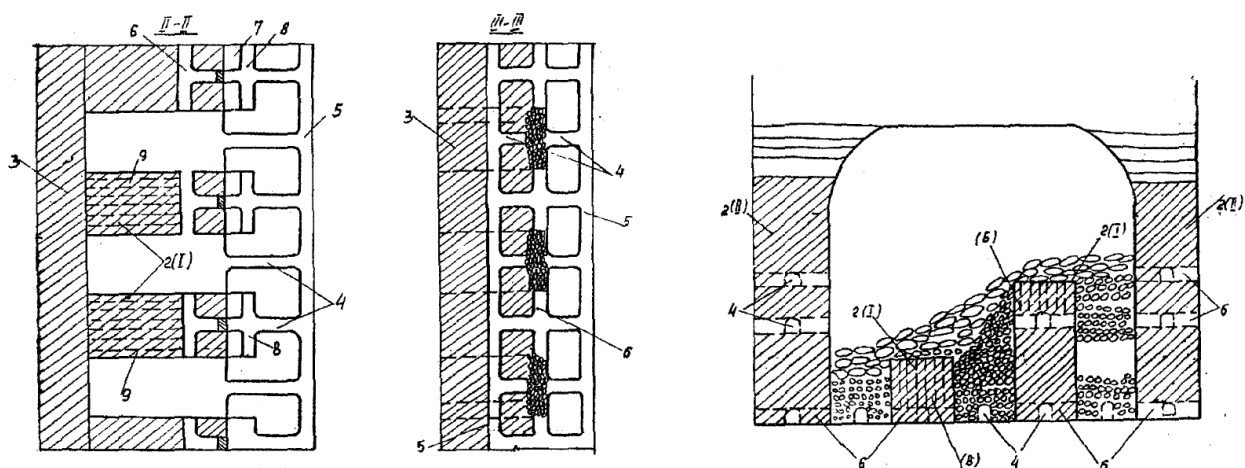


Рисунок Д.3 – Отбойка средней и нижней частей целиков в зажиме обрушенной массы пород

Приложение Е

Расчет необходимого количества воздуха

По среднесуточной добыче горной массы

$$Q_{\text{ш}} = T \cdot k \cdot g, \quad \text{м}^3/\text{с}, \quad (\text{Е.1})$$

$$Q_{\text{ш}} = 4914 \cdot 1,4 \cdot 1,4 = 161$$

где T – среднесуточная добыча горной массы, м^3 ;

k – коэффициент резерва воздуха;

g – норма воздуха.

По расходу ВВ

$$Q_{\text{ш}} = \frac{100 \cdot A \cdot b \cdot k}{C_k \cdot t} \quad \text{м}^3/\text{с}, \quad (\text{Е.2})$$

$$Q_{\text{ш}} = \frac{100 \cdot 9260 \cdot 0,004 \cdot 1,7}{0,0016 \cdot 30} \approx 250 \quad \text{м}^3/\text{с},$$

где A – количество одновременно взрываемого ВВ, кг;

b – газовость ВВ, $\text{м}^3/\text{кг}$;

k – коэффициент, учитывающий утечку воздуха;

C_k – допустимая концентрация условной окиси углерода, %;

t – время проветривания после взрыва, мин.

По количеству людей

$$Q_{\text{ш}} = 6 \cdot k \cdot n, \quad \text{м}^3/\text{с} \quad (\text{Е.3})$$

$$Q_{\text{ш}} = 6 \cdot 1,7 \cdot 146 = 25$$

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

По выносу пыли

$$Q_{\text{ш}} = \left(\sum S_{\text{оч}} \cdot V_{\text{оч.онт}} + \sum S_{\text{под}} \cdot V_{\text{под.онт}} + \sum S_{\text{нар}} \cdot V_{\text{нар.онт}} + \sum S_{\text{зн}} \cdot V_{\text{зн.онт}} \right) \cdot k, \quad \text{м}^3/\text{с} \quad (\text{Е.4})$$

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

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

Продолжение приложения Е

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

По наибольшему расходу воздуха принимаем $Q_{ш} = 250 \text{ м}^3/\text{с}$.

8.3 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

$$H_{ш} = h_1 + h_2 + h_3 + \dots + h_n, \text{ кгс/с} \quad (\text{Е.5})$$
$$H_{ш} = 6,8 + 77,6 + 73,7 + 0,8 + 2,9 + 48,9 + 46 + 9,7 = 266$$

где h_1, h_2, \dots, h_n - депрессии отдельных выработок.

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

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, $\text{м}^3/\text{с}$.

Шахтный ствол

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

Квершлаг

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

Откаточный штрек

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

Продолжение приложения Е

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

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

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

где K – коэффициент, зависящий от глубины шахты;

P_σ – барометрическое давление, мм рт.ст.;

R – газовая постоянная;

t' - среднегодовая температура воздуха в стволе;

t'' - среднегодовая температура в ОД.

Продолжение приложения Е

8.4 Выбор вентилятора главного проветривания

Расход воздуха главного вентилятора

$$Q_B = \frac{Q_{III} \cdot 1,1}{Z}, \text{ м}^3/\text{с}, \quad (\text{E.8})$$
$$Q_B = \frac{219 \cdot 1,1}{2} = 121$$

где Z - количество работающих вентиляторов.
Необходимый размер эквивалентного отверстия

$$A_u = \frac{0,38 \cdot Q_u}{2 \cdot \sqrt{h}}, \text{ м}^2 \quad (\text{E.9})$$
$$A_u = \frac{0,38 \cdot 219}{2 \cdot \sqrt{266,4}} = 2,5$$

Аэродинамическое сопротивление шахты

$$R_{III} = \frac{h}{Q_{III}^2}, \text{ с}^2/\text{м}^2 \quad (\text{E.10})$$
$$R_{III} = \frac{266,4}{219^2} = 1,2$$

Диаметр рабочего колеса

$$D = \sqrt{\frac{A_{III}}{0,44}}, \text{ м} \quad (\text{E.11})$$
$$D = \sqrt{\frac{2,5}{0,44}} = 2,4$$

Аэродинамическое сопротивление вентиляторной установки

$$R_{ey} = \frac{K_c \cdot \pi}{D^4}, \text{ к}\mu \quad (\text{E.12})$$
$$R_{ey} = \frac{0,05 \cdot 3,14}{2,4^4} = 0,0047, \text{ к}\mu$$

Продолжение приложения Е

Производительность вентилятора

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

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

Расчетная депрессия ВГП

$$H_B = h_{из} + R_{B.Y} \cdot Q_B^2 \quad (\text{Е.15})$$

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

Ориентировочная мощность двигателя

$$N = \frac{Q_B \cdot H_B}{102 \cdot \eta_B \cdot \eta_{B^1} \cdot \eta_i}, \text{ кВт} \quad (\text{Е.16})$$

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

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:

$Q_B = 126 \text{ м}^3/\text{с}$ – производительность,

$H_B = 266,4$ – депрессия рудника.

Выбираем осевой вентилятор типа ВОД 40.

Характеристика вентилятора:

Производительность – $245 \text{ м}^3/\text{с}$.

Диаметр рабочего колеса – 4000 мм .

Проектом принимается два вентилятора

Продолжение приложения Е

Технико - экономические показатели проветривания

Таблица Е.2 - Заработная плата

Профессия	Разряд	Число см. сут.	Тарифная ставка	З/п сут. тг.	Годовой фонд з/п, тг.
Оператор вентиляторной установки	5	3	1200	3600	4 320 000
Слесарь по ремонту оборудования	4	3	1100	3300	3 630 000
Итого:					7 950 000
Виды доплат 20%					1 590 000
Всего:					9 540 000

Себестоимость 1т руды по статье «Заработная плата»

$$C_3 = \frac{Z_{\text{общ}}}{A_{\text{год}}}, \text{ тг/т} \quad (\text{E.23})$$

$$C_3 = \frac{9\,540\,000}{650\,000} = 14,67 \text{ тг/т}$$

Таблица Е.3 - Амортизация оборудования

Наименование	Кол-во	Стоимость ед, тг.	Общ. стоим., тг	Норма. аморти.	Сумма амортизации, тг.
Вентилятор ВОД-40	2	3 150 000	6 300 000	6,5	409500
Аппаратура управления	1	310 000	310 000	6,5	20150
Калорифер КФСО-4	1	570 000	570 000	10	57000
Итого:					486650
Монтаж, демонтаж 80%					389320
Всего:					875970

Себестоимость 1 т руды по статье «Амортизация оборудования»

$$C_A = \frac{\Phi_A}{A_{\text{год}}}, \text{ тг/т} \quad (\text{E.24})$$

$$C_A = \frac{875970}{650\,000} = 1,34 \text{ тг/т}$$

Продолжение приложения Е

Таблица Е.4 - Энергия

Потребитель	Мощ., кВт	Кол-во	Стоим. Ед.	Год. расход	Сумма
Вентилятор ВВД40	1350	2	4,96	2 042 280	4084560
Всего					4084560

$$C_{\text{Э}} = \frac{4084560}{650000} = 6,28 \text{ тг/т.}$$

Затраты на материалы, принимаются в размере 15% от стоимости электроэнергии.

Таблица Е.5 - Общие приведенные затраты по вентиляции

Статьи затрат	Затраты на 1т. руды, тг.
Заработная плата	14, 67
Амортизация оборудования	1, 34
Энергия	6,28
Материалы	0,94
Итого:	23, 25

Приложение Ж

Таблица Ж.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	250
Число рабочих дней в неделю	6	5
Количество смен в сутки	1-3	1-3
Продолжительность смены, час	6	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 Е.2. Фонд оплаты труда приведен в таблице Е.3.

Таблица Ж.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	1			1	1	1
Нормировщик экономист	ИТР	2			2		2
Итого:		9	1	1	10		12
Забойные рабочие:							
Бурильщики (шпуров и скважин)	6	5	5	5	15	1,5	22
Машинист ПНБ	6	5	5	5	15	1,5	22
Взрывники	5	2	2	2	6	1,5	8
Крепильщики	5	3			3	1,5	3
Дежурные электрослесари	5	1	1	1	3	1,5	4
Итого:		16	13	13	42		57

Продолжение приложения Ж

Продолжение таблицы Ж.2

Профессия и должность	Категория/ Раз-ряд	Численность, чел.					
		В том числе по сменам			Итого явочный состав	Коэф. Списоч. Состава	Итого списоч. Состав
		1	2	3			
Горноспасательная служба							
Водитель-машинист аварийной службы	5	1	1	1	3	1,5	4
Итого		1	1	1	3		4
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. Оборудования	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
Электрослесарь	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		146

Продолжение приложения Ж

Таблица Ж.3-Фонд оплаты труда трудящихся на подземных работах

Наименование участка, службы, вида работ, профессий, должностей	Числ.	Разряд	Оклад, тар. ставка	З/плата на одного рабочего	Месячный ФЗП	Годовой ФЗП
Начальник участка (рудника)	1		75000	75000	75000	900000
Старший мастер участка	1		70000	70000	70000	840000
Горный мастер	4		65000	65000	260000	3120000
Участковый геолог	1		62000	62000	62000	744000
Бурильщики	22	6	300	48450	1065900	12790800
Участковый маркшейдер	1		62000	62000	62000	744000
Ст. электромеханик рудника	1		55000	55000	55000	660000
Электромеханик	1		48000	48000	48000	576000
Нормировщик экономист	2		50000	50000	50000	600000
Итого:	12				682000	8184000
Забойные рабочие:						
Бурильщики	22	6	300	48450	1065900	12790800
Машинист ПНБ	22	6	281	45386	998492	11981904
Взрывники	8	5	265	42812	342496	4109952
Крепильщики	3	5	246	39670	119010	1428120
Дежурные эл.слесари	4	5	221	35710	142840	1714080
Итого:	57				2668738	32024856
Горноспасательная служба						
Водитель машиниста аварийной службы	4	5	245	39445	157780	1893360
Итого	4				157780	1893360
Прочие подземные рабочие						
Доставщик ВМ	6	3	239	38479	230874	2770488
Машинист насосных установок	4	4	240	38640	154560	1854720
Слесарь-ремонтник	4	5	251	40411	161644	1939728
Газо-эл.сварщик (подз.)	1	5	252	40572	40572	486864
Горнорабочий	18	3	247	39767	715806	8589672
Итого:	33				1303456	15641472

Продолжение приложения Ж

Продолжение таблицы Ж.3

Наименование участка, службы, вида работ, профессий, должностей	Числ.	Раз-ряд	Оклад, тар. ставка	З/плата на одного рабочего	Месячный ФЗП	Годовой ФЗП
Поверхностные рабочие						
Электрослесарь (слесарь) дежурный и по ремонту оборудования	8	5	251	40411	323288	3879456
Газоэлектросварщик	2	4	246	39670	79340	952080
Замерщик на геолого-маркшейдерских работах	2	3	240	38640	77280	927360
Табельщик-ламповщик	8	2	219	35259	282072	3384864
Плотник-кладовщик	2	4	243	39123	78246	938952
Электрослесарь	2	4	245	39445	78890	946680
Дежурный лифтового подъема и машинист вентилятора главного проветривания	4	3	225	36225	144900	1738800
Гардеробщик	4		139	22379	89516	1074192
Машинист перекачной насосной	4	4	247	39767	159068	1908816
Итого:	40				1469736	17636832
Всего по руднику	98				6281710	75380520
Премия						26921614
Всего по руднику с премией						102302134

Продолжение приложения Ж

Расчет расхода нормируемых материалов на очистные работы приведены в таблице Ж.4.

Таблица Ж.4 - Расчет расхода нормируемых материалов на добычу руды

Наименование материалов	Ед. изм.	Норма расхода на 1 т	Цена на ед., тенге	Сумма на 1 т, тенге	При достижении проектной мощности
Взрывчатые вещества	кг	0,67	149	100	150 000000
Инициаторы	шт	0,37	27	10	15 000000
Детонирующий шнур	м	1	37,6	37,6	56 400000
Твердые сплавы (коронка)	шт	0,0475	8 890	422	633 000000
Буровая сталь	т	0,0004	1 000	0,4	600000
Лес крепежный	м ³	0,001	12 000	120	180 000 000
Канат стальной	кг	0,14	270	38	57 000000
Шланги воздушные и водяные	м	0,02	450	9	13 500000
Жировая смазка	кг	0,04	250	10	15 000000
Запасные части для текущих и капитальных ремонтов				214	321 000000
Прочие материалы (3% от суммы)					42 345000
Итого					1 483 845000
Заготовительно-складские расходы (18%)					267 092100
Всего:					1 750 937100
Прочие материалы (3% от суммы)					42 345000
Итого					1 483 845000
Заготовительно-складские расходы (18%)					267 092100
Всего:					1 750 937100

Расчет потребности электроэнергии по руднику приведен в таблице Ж.5.

Продолжение приложения Ж

Таблица Ж.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	9	9	1 174268
Опрокидыватели	2	2	413364
Компрессор НВ-10/9	2	1	82350
Насос ЦНС-105-98 (гор. -200 м)	2	1	102846
Насос ЦНС-105-98 (гор. -250 м)	2	1	102846
Насос ЦНС-105-98 (гор.-300 м)	2	1	102846
Освещение выработок			19215
Итого подземный участок			1 997735
2. Поверхностные объекты			
Вентилятор ВОД40	2	2	2 042280
Лифт	1	1	734864
Электрокалорифер	1	1	1 921350
Итого поверхностные потребители			4 698494
Всего			6696229

Таблица Ж.6 - Распределение электроэнергии на горнопроходческие работы и на добычу руды

Наименование работ	При достижении проектной мощности
Годовой расход электроэнергии, всего, кВт.ч.	6 696229
В том числе:	
- на горнопроходческие работы, кВт.ч.	1 339246
- на добычу руды, кВт.ч.	5 356983

Продолжение приложения Ж

Таблица Ж.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	4 860,4	4 860,4	4	0,12
Здание АБК	шт	1	970,8	970,8	4	0,03
Здание механической мастерской	шт	1	1 282,35	1 282,35	4	0,03
Высоковольтная линия электропередач	шт	2	8 597,29	17 194,58	4	0,46
Капитальные горные выработки	шт	1	128 032,38	128 032,38	8,3	7,1
Итого по зданиям и сооружениям				152 340,51		7,71
Машины и оборудования						
Электровоз К-14М	шт	9	9 137	82 233	5	2,7
Вагон ВГ-4,5	шт	105	588,5	61 792,5	4	1,6
Вагон ВЛ	шт	6	150,5	903	4	0,02
Вагон ВП-18	шт	4	325,8	1 303,2	4	0,03
Вагон ПОЗ	шт	7	151,7	1 061,9	4	0,03
Вагон ВВ	шт	6	179	1 074	4	0,03
Опрокидыватель ОКЭ 4,0-800	шт	2	8 728	17 456	6,5	0,8
АТП 500/275	шт	2	1 232,5	2 465	4	0,06
Вибропитатель ВП-1	шт	2	2 095	4 190	5,5	0,15
Стрел. переводы ПО-733-1/4-20П(л)	шт	3	758,5	2 275,5	4	0,06
Лебедка тягальная ШВА 710	шт	4	105,2	420,8	4,2	0,01
СЦБ	шт	1	2 098	2 098	4	0,06
Лифтовый подъемник	шт	1	1 458	1 458	4,8	0,04
Вентилятор ВОД40	шт	2	3 150	6 300	6,5	0,3
Калорифер КФСО-4	шт	1	570	570	6,5	0,02
Итого по машинам и оборудованию				185600,9		5,91
Всего				337941,41		13,62

Продолжение приложения Ж

Таблица Ж.8 - Калькуляция себестоимости добычи

Наименование статей затрат	Сумма на 1 тонну, тенге
Заработная плата	68,2
Электроэнергия	4,4
Материалы	1 167,3
Амортизация	13,62
Итого	1253,52
Непредвиденные затраты 6%	75,2
Налоги, сборы, платежи 2%	25,1
Всего на 1 тонну	1353,82

Таблица Ж.9 - Основные технико-экономические показатели

Наименование показателей	Показатели
Себестоимость добычи всех запасов, тыс. тг	33 739 360
Себестоимость добычи 1 тонны, тг/т	8 353,82
Численность трудящихся, чел	146
Потери руды при добыче, %	12
Разубоживание, %	2
Плотность руды, т/м ³	3,5
Коэффициент разрыхления	1,5
Выход руды с 1 м шпура, м ³ /м	2,32
Производительность отдельных выемочных блоков, тыс.т/мес	42