

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ
РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Некоммерческое акционерное общество «Казахский национальный исследовательский
технический университет имени К.И. Сатпаева»

Горно-металлургический институт им. О.А. Байконурова

Кафедра Горное дело

Куленов Бауржан Маратович

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
к дипломному проекту

Тема: Проект подземной разработки Малеевского рудника

6B07205-Горная инженерия

Алматы 2023

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ
РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Некоммерческое акционерное общество «Казахский национальный исследовательский
технический университет имени К.И. Сатпаева»

Горно-металлургический институт им. О.А. Байконурова

Кафедра Горное дело

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ
Заведующий кафедрой ГД
д-р техн. наук, проф.
С.К. Молдабаев
«06» 06 2023г.

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

Тема: Проект подземной разработки Малеевского рудника

6B07205-Горная инженерия

Выполнил

Куленов Б.М.

Рецензент,
начальник горного отдела ТОО
«АНТАЛ»

магистр экон. наук
В.В. Грязнов
«06» 06 2023г.



Научный руководитель
ст. преподаватель

С.Т. Рустемов
«06» 06 2023г.

Алматы 2023

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ
РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Некоммерческое акционерное общество «Казахский национальный исследовательский
технический университет имени К.И. Сатпаева»

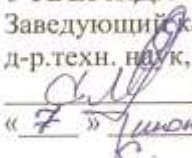
Горно-металлургический институт им. О.А. Байконурова

Кафедра горное дело

6В07205-Горная инженерия

УТВЕРЖДАЮ

Заведующий кафедрой ГД
д-р.техн. наук, проф.

 С.К.Молдабаев
« 7 » июня 2023г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение дипломного проекта (работы)

Обучающемуся: Куленов Бауржан Маратович

Тема: «Составить проект подземной разработки Малеевского рудника»

Утверждена приказом ректора университета № 1725 П/Б от "28" октября 2023г.

Срок сдачи законченного дипломного проекта « 15 » 05 2023г.

Исходные данные к дипломной работе: геологическая характеристика и горнотехническая условия разработки рудника «Малеевский».

Перечень подлежащих разработке в дипломном проекте вопросов:

а) Геология месторождения и способ отработки;

б) Вскрытие;

в) Выбор системы разработки;

г) Экономика.

Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей): 1-геология Малеевского месторождения; 2-вскрытие месторождения; 3-система разработки; 4-специальная часть; 5- ген. план поверхности месторождения.

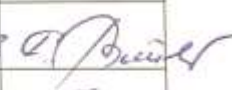
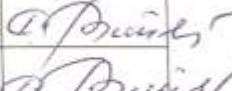
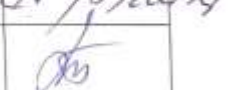
Рекомендуемая основная литература: Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий с подземным способом разработки (методические рекомендации) от 4 декабря 2008 года № 46; М.И. Агошков, С. С. Борисов, В. А. Боярский «Разработка рудных и нерудных месторождений» М:Н 2011 г.; Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы. от 30 декабря 2014 года № 352; Я.В. Моссаковский «Экономика горной промышленности». Москва, 2004 г.; Байконуров О. А. Классификация и выбор методов подземной разработки месторождений. Алматы, 2002.; Хакимжанов Т.Е., Кадырбергенов Ж.К. Выбор систем разработки полезных ископаемых по минимизации уровня травматизма // Энергетика, телекоммуникации и высшее образование в современных условиях: Тр. 3-й Межд. Научн.-техн. конф. – Алматы: АИЭС, 2002. – С. 438-440.

ГРАФИК
Подготовки дипломной работы (проекта)

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю и консультантам	Примечание
Геологическая часть	01.03.2023г.	
Основная часть (горная часть)	20.03.2023г.	
Вскрытие и подготовка месторождений	25.03.2023г.	
Специальная часть проекта	11.04.2023г.	
Рудничный транспорт и подъем	30.04.2023г.	
Генеральный план поверхности шахты	17.05.2023г.	

Подписи

консультантов и нормоконтролера на законченную дипломную работу (проекта) с указанием относящихся к ним разделов работы (проекта)

Наименования разделов	Консультанты, И.О.Ф.(уч. степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Вскрытие и подготовка месторождений	Рустемов С.Т. ст.преподаватель	25.03.2023	
Система разработки	Рустемов С.Т. ст.преподаватель	24.04.2023	
Генеральный план поверхности шахты	Рустемов С.Т. ст.преподаватель	16.05.2023	
Нормоконтроль	Мендекинова Д.С.	04.02.2023	

Научный руководитель  С.Т. Рустемов

Задание принял к исполнению обучающийся  Б.М. Куленов

Дата "24" 02 2023г.

АҢДАТПА

Аталған дипломдық жобада «Казцинк» ЖШС Зырян тау-кен байыту комбинатының «Малеевская» шахтасын әзірлеу тәсілі, ашу схемасы және әзірлеу жүйесі қарастырылады. Бірінші бөлімде Родникова мен Малеевск кен аймақтарының геологиялық құрылысы сипатталады. Дипломдық жұмыстың екінші бөлімінде кен орнын игеру тәсілін таңдаудың қысқаша шолуы және ашудың оңтайлы схемасын таңдау келтірілген. Үшінші және төртінші бөлімдер игеру жүйелерін таңдауға, тазарту қазу және кеніш желдеткіші процестеріне, сондай-ақ экономикалық бөлігіне арналған.

АННОТАЦИЯ

В данном дипломном проекте рассматриваются способ разработки, схема вскрытия и системы разработки шахты «Малеевская» Зырянского горно-обогатительного комбината ТОО «Казцинк». В первом разделе описывается геологическое строение Родниковой и Малеевской рудных зон. Во втором разделе дипломной работы приведен краткий обзор выбора способа разработки месторождения и выбор оптимальной схемы вскрытия. Третий и четвертый разделы посвящены выбору систем разработки, процессам очистной выемки и рудничной вентиляции, а также экономической части.

ABSTRACT

This diploma project discusses the development method, opening scheme and development system of the Maleevskaya mine of the Zyryanovsky mining and processing plant of Kazzink LLP. The first section describes the geological structure of the Rodnikova and Maleevskaya ore zones. The second section of the thesis provides a brief overview of the choice of the field development method and the selection of the optimal opening pattern. The third and fourth sections are devoted to the selection of development systems, the processes of mine excavation and mine ventilation, as well as the economic part.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	7
1 Общие сведения о месторождении	8
1.1 Краткая геологическая характеристика района и месторождения	9
1.2 Инженерно-геологические условия	10
1.3 Запасы месторождения	14
2 Горная часть	15
2.1 Выбор способа разработки месторождения	15
2.2 Годовая производственная мощность рудника	15
2.3 Срок существования подземного рудника	15
3 Вскрытие и подготовка месторождения	16
3.1 Выбор рациональной схемы вскрытия	16
3.2 Выбор способа подготовки шахтного поля	17
4 Специальная часть. Использование критериев травматизма при выборе оптимальной системы разработки месторождений	18
4.1 Выбор оптимальной системы разработки по методике академика О.А. Байконурова	18
4.2 Варианты рассматриваемых систем разработки	22
4.3 Закладка выработанного пространства	24
5 Рудничный транспорт и подъем	26
5.1 Техника безопасности при работе самоходного оборудования	26
6 Рудничная аэрология	27
7 Генеральный план	27
8 Охрана труда	29
8.1 Анализ опасных, производственных и природных факторов	29
8.2 Мероприятия по охране труда	29
8.3 Борьба с обрушением кровли	30
8.4 Меры безопасности эксплуатации подземного склада взрывчатых веществ	30
9 Экономическая часть	31
Вывод	33
Заключение	34
Список использованной литературы	35

ВВЕДЕНИЕ

Малеевское полиметаллическое месторождение находится в 18 км от промплощадки Зырянского ГОКа, на которой сосредоточены обогатительная фабрика, объекты материально-технического снабжения, сырьевые источники для производства закладочных работ (легкая фракция цеха тяжелых суспензий), участок приема и отгрузки доменного гранулированного шлака.

Породы и руды месторождения, в основном, весьма устойчивые и устойчивые (~95%), средней устойчивости и неустойчивые в пределах шахтного поля - до 5%.

Современное состояние научно-технической проблемы Малеевского полиметаллического месторождения заключается в экологически и технико-экономически правильном выборе схемы вскрытия, в исключении тяжелого и вредного ручного труда, в минимизации травматизма, в обеспечении устойчивости земной поверхности, в недопущении образования горных ударов, в снижении себестоимости добычи руды и пр.

Целью работы является выбор наилучшего варианта схемы вскрытия и подготовки рудного поля, системы разработки выемочных блоков и в конечном итоге добиться экономически оптимальной и безопасной отработки Малеевского месторождения подземным способом, с минимальным отрицательным воздействием на окружающую среду.

Основными критериями при выборе системы разработки для месторождения являются обеспечение максимальной полноты выемки запасов ценных руд, безопасность жизнедеятельности работников и применение передовой техники и технологии при добыче полезных ископаемых.

Специальная часть посвящена выбору системы разработки по методике предложенной академиком О.А. Байконуровым с расчетом нормо-вектора отклонений. При выборе и обосновании вариантов систем разработки предлагается учитывать горно-геологические и технологические факторы разработки Малеевского месторождения и наряду с экономическими показателями использовать показатели безопасности ведения горных работ, в чем и заключается научная новизна спец. части.

Для выбора оптимальной системы разработки предлагается использование программного обеспечения, разработанного доц. Кадырбергеновым Ж.К., для быстрого манипулирования критериями оптимальности и исключения множества расчетов для получения результатов.

Для выбора основного и вспомогательного технологического оборудования предполагается использование теоретической и методологической основы базы производственной практики, являющейся одной из передовых в горнодобывающей отрасли Казахстана и зарубежья.

В целях нераспространения коммерческой тайны предприятия некоторые технико-экономические показатели изменены, но приравнены к показателям отрасли.

1 Общие сведения о месторождении

Малеевское месторождение расположено на территории Зыряновского района Восточно-Казахстанской области Республики Казахстан. Центр месторождения находится в 17 км к северу от города Зыряновска на юго-западном склоне горы Малевская на площади листа М-45-ХІХ с координатами 49°53' северной широты и 84°16' восточной долготы.

Малеевский рудник соединен с городом Зыряновск, с расположенной в нём обогатительной фабрикой, гравийно-асфальтовой технологической дорогой. Город Зыряновск связан с областным центром – городом Усть-Каменогорск железной (протяжённостью 186 км) и асфальтовой автомобильной дорогами.

Район месторождения характеризуется среднегорным расчлененным рельефом с абсолютными отметками от 450 до 920 м. Обнаженность района плохая, мощность делювиально-пролювиального чехла на склонах гор колеблется от 3-5 до 10-15 и более метров, мощность аллювия в долинах рек достигает 100 м.

Растительность представлена высоким разнотравьем, густым кустарниковым подлеском с небольшими рощами берез, осин, тополей и черемухи.

Речная сеть района месторождения имеет широкое развитие. Южнее месторождения протекает река Бухтарма - основная водная артерия района с правобережными притоками - Хамир и Бобровка. Река Бобровка, протекая в западной части месторождения, имеет интенсивно развитую и разветвленную сеть боковых притоков со слаборазвитыми поймами.

Климат района резко континентальный, с продолжительной холодной зимой и жарким летом, со значительными колебаниями годовых и суточных температур. Среднегодовая температура воздуха - 1-2°, абсолютный минимум - 52°, максимум +40°. Среднегодовое количество осадков 610 мм. Осень холодная, часто дождливая. Снежный покров лежит с октября по май месяц, достигает 1-1,5 м, что обусловлено сильными снегопадами. Период распутицы весной - с марта по июнь, осенью - с сентября по ноябрь.

Население района немногочисленное, сосредоточено главным образом в г.Зыряновске. Занято население в горнодобывающей промышленности и сельском хозяйстве.

Электроэнергией Зыряновский район обеспечен от Бухтарминской и Усть-Каменогорской ГЭС. Водоснабжение Малеевского рудника осуществляется с водозабора на р.Хамир.

Зыряновским ГОКом дополнительно ведётся отработка руд на Греховском месторождении. На Зыряновском месторождении добыча руд прекращена в 2000 г. в связи с их убыточностью отработки. В районе имеются

непромышленные рудные объекты: Майское, Богатырёвское, Путинцевское, Мурзинцевское мелкие месторождения.

1.1 Краткая геологическая характеристика района и месторождения

Геологическое строение Зырянского рудного района.

Зырянский рудный район в структурах Рудного Алтая занимает его крайнее юго-восточное положение. За длительный период освоения и геологического изучения в районе выявлено большое количество (>150) рудных проявлений цветных металлов, которые по структурно-формационной приуроченности группируются в рудные узлы. Среди последних, основную промышленную ценность представляет Ревнюшинский рудный узел (13,14,15). В других рудных узлах на сегодня известны лишь мелкие месторождения и рудопроявления полиметаллических, медно-цинковых и золотоносных руд, зоны рассеянной минерализации.

Все известные месторождения, рудопроявления и точки минерализации размещаются главным образом на четырёх рудных полях: Зырянском, Греховском, Малеевско-Путинцевском и Богатырёвско-Осочихинском.

Размещение их обусловлено структурными особенностями Ревнюшинской горстантиклинали и имеет узловый характер, т.е. площади с относительно высокой концентрацией рудных проявлений разделяются безрудными или слабоминерализованными площадями.

Рудные поля представляют собой сравнительно небольшие (от нескольких до десятков км²) территории, в пределах которых располагаются сближенные месторождения (рудные зоны) и рудопроявления, приуроченные к локальным структурным элементам.

Месторождения представляют собой участки рудных полей с наиболее высокой концентрацией оруденения в виде тесно сгруппированных рудных тел и залежей, положение и морфологические особенности которых находятся в прямой зависимости от локальных структурно-тектонических условий.

В геологическом разрезе (по вертикали), как и в пространстве (по площади) месторождения и рудопроявления располагаются очень неравномерно. На рудных полях, как правило, одно месторождение сопровождается пространственно обособленными от 3-5 до 11-12 рудопроявлениями. На месторождениях выделяются от 2-3 до 8-10 рудных зон и залежей.

Основным объектом рудного поля является Малеевское месторождение, расположенное на северо-западе поднятия (черт. 01.3.622-ГР л.1, л.2). К югу от него находится Путинцевское месторождение.

Геологическое строение месторождения.

Геологическая характеристика Малеевского месторождения представлена по материалам геологоразведочных работ Зырянской ГРЭ и данным разведочно-эксплуатационных работ ЗГОКа без изменения схем литолого-стратиграфического подразделения, выполненных в 90-х годах Алтайской ГГЭ (Караваяв О. и др., 1992), которые не дали принципиальных отличий в

формировании и накоплении колчеданно-полиметаллического оруденения в структурах рудного поля.

Стратиграфия, литология.

В строении месторождения принимают участие вулканогенно-осадочные отложения девонского и нижне-каменноугольного возрастов, субвулканические породы средне-верхнедевонского возраста, субинтрузивные и интрузивные породы верхне-девонского и нижне-карбонового возрастов [1].

1.2 Инженерно-геологические условия

Малеевское месторождение с крупными запасами руд относится по особенностям геологического строения и характеру распределения оруденения к III группе сложности по «Классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых».

Рельеф поверхности месторождения среднегорный с абсолютными отметками от 450 до 985 м, его определяет скальный палеозойский массив, подвергшийся воздействию процессов выветривания, денудации и незначительной аккумуляции. На склонах и в понижениях рельефа площадная зона выветривания скальных пород, мощностью до 35 м, перекрыта аллювиально-делювиально-пролювиальными рыхлыми отложениями четвертичного возраста, представленными преимущественно суглинками, в меньшей степени и гравийно-галечниками, с различным содержанием валунов, гальки, щебня и дресвы выветрелых скальных пород. Мощность этих отложений изменяется в пределах 7-15 м. Ниже площадной зоны выветривания в разрезе массива имеются локальные маломощные коры выветривания в виде линз, площадь которых в плане не превышает первых метров, но глубина проникновения от кровли массива достигает 300-350 м. На склонах крутизной от 10-18 до 33-35° проявлялся (до начала разведки месторождения) и проявляется в настоящее время экзогенный геологический процесс оползнеобразования. Объем сместившихся масс колеблется от 640 до 25600 м³.

В скальном массиве преобладают осадочные и магматические породы, которые описаны выше

Рудные тела месторождения морфологически разделяются на секущие, контактные и комбинированные. Наиболее крупные тела – согласно залегающие, седловидные и лентовидные с длиной, многократно превышающей их ширину. По пространственно-морфологическим факторам рудные тела месторождения относятся к плитообразным, относительно выдержанным по рабочей мощности, мощным и весьма мощным (8-30 м и более 30 м), пологозалегающим (с углом падения 25-30°), что по условиям управления горным давлением определяет разработку месторождения участками вкрест простирания с разделением на этажи.

Наиболее крупные дизъюнктивы Малеевского месторождения находятся за пределами рудных зон.

Отличительной особенностью месторождения является компактное сосредоточение основных запасов богатых полиметаллических руд Малеевского рудника на глубине 500-700 м от поверхности.

Руды зоны вторичного сульфидного обогащения на выходе Малеевской рудной зоны на поверхность (выше 2-го горизонта) незначительны по объему запасов, мощности рудных тел и большей частью отработаны.

Физико-механические и водно-физические свойства определялись по всем основным типам пород и руд месторождения.

Прочностные свойства пород и руд изменяются в широких пределах. Предел прочности на сжатие при разведке составлял 31,4-494 МПа, при эксплуатации 30-220 МПа, предел прочности на растяжение при разведке составлял 5,2-54,6 МПа, при эксплуатации 4,9-26 МПа. Закономерного изменения прочности при эксплуатации не отмечается, некоторое снижение максимального предела прочности может быть следствием малого количества определений (27 против 313 при разведке) и разными лабораториями при производстве анализов. К наиболее прочным на месторождении относятся кремнистые алевролиты ($\sigma_{сж}=143-494$ МПа), песчаники ($\sigma_{сж}=109-354,7$ МПа). У порфиритов предел прочности на сжатие и разрыв несколько ниже, чем у осадочных пород и составляет соответственно 48-399,7 МПа и 16-43 МПа. Самыми слабыми породами с низкой прочностью являются хлорит-серицитовые сланцы ($\sigma_{сж}=45$ МПа) и породы зон дробления и разломов ($\sigma_{сж}=30$ МПа). Руды характеризуются, в основном, средней прочностью ($\sigma_{сж}=31,4-172,5$ МПа). Для метасоматически измененных и рассланцованных разновидностей пород характерна анизотропия их прочностных свойств, причиной которой являются сланцеватость и наличие слюдистых минералов - хлорита, серицита.

В целом, оценивая прочность вмещающих пород Малеевского месторождения, следует отметить, что характеризуемые разности имеют наиболее высокие показатели, как на сжатие, так и на разрыв, по сравнению с вмещающими породами Зыряновского и Греховского месторождений.

Средние значения *объемной массы* литологических разностей пород определенные при разведке месторождения в зависимости от их минерального состава и структурных особенностей изменялись от 2,73 т/м³ (у песчаников) до 2,92 т/м³ (у порфиритов). Наибольшими колебаниями объемной массы характеризовались руды 2,78-4,88 т/м³, при среднем значении 3,75 т/м³. Значения объемной массы по вмещающим породам при эксплуатации оказались несколько ниже 2,7-2,83 т/м³.

Пористость скальных пород при проведении разведки были определены от 0,11 до 4,68 %, при средних значениях от 0,48 до 1,28 %. Минимальными значениями пористости обладают плотные слабоизмененные кремнистые алевролиты, микрокварциты, а повышенными известковисто-глинистые алевролиты и выветрелые, трещиноватые породы. Пористость руд изменяется от 0,21 до 5,75 %, при среднем значении 1,25 %. При эксплуатации месторождения пористость не определялась.

Величина *свободного водонасыщения*, зависящая от пористости, изменяется от 0,04 до 0,89 %, при средних значениях 0,1-0,27 %. Выветрелые и трещиноватые породы обладают повышенной водопоглощающей способностью.

Исследования водно-физических и физико-механических свойств скальных пород и руд месторождения свидетельствуют, что каких-либо закономерностей их изменения с глубиной не прослеживается.

По значению *хрупко-пластического коэффициента* ($K_{хр.} > 5$) породы и руды месторождения в целом относятся к хрупким, за исключением хлорит-серицитовых сланцев и глинистых алевролитов, серицитизированных ($K_{хр.} = 3,4-4,5$). Наиболее хрупкими, в силу своих структурно-текстурных особенностей, являются силицитолиты и кремнистые алевролиты.

Коэффициент крепости по М.М.Протоdjяконову изменяется в широких пределах ($f = 1,5-35,9$), но в основной массе породы и руды месторождения относятся к крепким и очень крепким. К наиболее слабым отнесены хлорит-серицитовые сланцы, породы зон дробления и некоторые руды ($f = 1,5-6$).

Средние значения *угла внутреннего трения* пород и руд находятся в пределах 33-62°. Минимальные значения соответствуют хлорит-серицитовым сланцам, максимальные - алевролитам массивным и кварцевым порфирам.

Сцепление от 11,5-12,1 МПа в измененных порфирах и порфиритах, до 19,8 МПа в алевролитах ороговикованных. Для руд величина сцепления варьирует в пределах 5,4-11,3 МПа. При водонасыщении сцепление уменьшается, у некоторых серицитизированных разностей – существенно.

Параметры *деформационных свойств* различных литологических разностей пород и типов руд при разведке были определены как близкие между собой и колеблются в пределах следующих значений: коэффициент Пуассона ($M = 0,04-0,33$, при средних значениях 0,16-0,22), модуль упругости ($E = 2,1-24,8 \times 10^{-4}$ МПа, при средних значениях $7,8-10,8 \times 10^{-4}$ МПа), модуль сдвига ($G = 1,99-11,68 \times 10^{-4}$ МПа, при средних значениях $3,36-4,53 \times 10^{-4}$ МПа). При эксплуатации параметры деформационных свойств различных литологических разностей пород и типов руд были определены как близкие к данным разведочных работ и колеблются в пределах следующих значений: коэффициент Пуассона ($M = 0,09-0,32$), модуль упругости ($E = 5,08-22,2 \times 10^{-4}$ МПа), модуль сдвига ($G = 2,33-7,65 \times 10^{-4}$ МПа). К высокоупругим ($E > 7 \times 10^{-4}$ МПа), относятся окварцованные, окремненные разности всех пород и руд, низкими упругими свойствами ($E < 6 \times 10^{-4}$ МПа) обладают углисто-глинистые, известковистые алевролиты и породы зон дробления.

Удароопасность. Уровень напряжений в нетронутом массиве составляет по данным измерений (методом акустической эмиссии, 1995-2000 гг.) 25-30% от предела прочности горных пород и руд на сжатие. В настоящее время на участках действующих одиночных камер опорное горное давление в массиве пород и руд составляет 35-40% от предела прочности на сжатие. Удароопасность пород и руд по данным лабораторных испытаний наступает при напряжениях 60% и выше от предела прочности на сжатие. Динамические

проявления в виде шелушения, стреляний и интенсивного заколообразования наблюдаются в отдельных проходческих выработках 13-14 горизонтов продолжительностью до 2-3 часов после взрывов, а затем затухают и полностью прекращаются. В зоне сейсмического влияния массовых взрывов указанные проявления на 12-13 горизонтах в отдельных камерах и прилегающих выработках также имеют место.

Наличие небольшого количества отработанных и заложенных камер при практически отсутствующем взаимодействии зон сдвижения не создают опасных концентраций напряжений и условий для динамических проявлений горного давления. Однако, при проходке выработок в зоне опорного давления от заложенных камер не исключается временная концентрация напряжений до 50-60% от предела прочности руд, как это отмечалось в западной буровой рассечке камеры № 9 гор. 13+25м, где были обнаружены процессы шелушения и растрескивания массива при деформации целика. В настоящее время процесс прекратился в связи с переходом опорного давления вглубь массива. Аналогичные явления наблюдаются на целиках сопряжения мощностью 4-6 метров и углах сопряжения менее 600 (гор. 13^{+12м}).

Породы и руды месторождения по прочностным свойствам, хрупкости и способности к накоплению упругой энергии с глубины 500 м склонны к горным ударам.

В целом обстановка на месторождении соответствует III категории удароопасности и не требует специальных мероприятий по приведению выработок и опорного массива в неудароопасное состояние. Принятая к использованию многоступенчатая технология отработки запасов руд с твердеющей закладкой и под защитой временными целиками в настоящее время не создает опасных концентраций напряжений.

Учитывая вышеизложенное, в составе «Указаний по безопасному ведению горных работ на Малеевском месторождении», склонном к горным ударам, необходимо учитывать требования, предусмотренные «Инструкцией по безопасному ведению горных работ...» (ВНИМИ, 1989 г.), по организации службы прогноза, разработки методов прогноза и обоснования порядка вскрытия, подготовки и отработки выемочных единиц, участков, блоков.

По совокупности полученных опытных данных о деформационно-прочностных свойствах пород и руд, учитывая фактическое состояние действующих горных выработок и отсутствие признаков дискования кернового материала, свидетельствующих об отсутствии повышенных напряжений, Малеевское месторождение на достигнутых глубинах относится к категории неопасных по горным ударам.

Категории *буримости* пород и руд по ЦБНТМ (единая классификация МЦМ) преимущественно XVII-XVIII. Низкими категориями буримости – XI характеризуются хлорит-серицитовые сланцы, глинистые алевролиты, высокими категориями - XVII-XVIII кремнистые алевролиты, песчаники, микрокварциты. Руды соответствуют XIII-XV категориям по буримости.

Кусковатость пород и руд месторождения варьирует в широких пределах, при этом преобладают средне - и крупнокусковатые фракции (5-10 см и 10-30 см). Коэффициенты разрыхления изменяются от 1.3 (для мелкокусковатых фракций в хлорит-серицитовых сланцах до 1.7 (для крупнокусковатых фракций в кремнистых алевролитах, песчаниках). Средний коэффициент разрыхления для горно-капитальных выработок – 1,6, для горно-подготовительных выработок и руд-1.45.

Естественная влажность пород и руд в массиве составляет 0,16%. Влажность отбитой руды изменяется от 4-6 до 11%. Во избежание слеживаемости и слипаемости влажность отбитой руды должна быть менее 4%, а содержание шламов (класса менее 0,04 мм) не должно превышать 2%.

1.3 Запасы месторождения

Балансовые запасы месторождения составляют 42 624 000 т, а извлекаемые запасы, с учетом потерь и разубоживания составили 41 292 000 т.

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

Перспективы прироста запасов.

На Малеевском месторождении выявлено семь рудных зон: Платовская, Октябрьская, Малеевская, Родниковая, Бобровская, Холодная, Луговая, из которых до промышленной категории C_1 разведаны только Родниковая и Малеевская.

Перспективы месторождения связаны в первую очередь с имеющимися запасами категории C_2 в пределах Родниковой, Малеевской и Октябрьской рудных зон.

2 Горная часть

2.1 Выбор способа разработки месторождения

Для решения задачи о выборе того или иного способа разработки и границах его применения необходимы детальные технико-экономические расчеты. При выборе метода разработки необходимо проанализировать возможность комбинированного способа разработки: верхнюю часть рудных тел – открытым способом с последующим переходом на подземный способ отработки [3].

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

Оптимальную (предельную) глубину открытых горных пород определили по формуле профессора Б.П. Боголюбова [3], которая составила 105 м.

Из условия того, что глубина карьера составляет 105 метров, а верхняя глубина разработки рудного тела, $h = 200-250$ м принимаем решение, что разработку месторождения целесообразно вести подземным способом. Расчет приведен в приложении В.

2.2 Годовая производственная мощность рудника

Годовая производственная мощность рудника по добыче руды как правило, устанавливается до начала его строительства, в период проектирования рудника. [10].

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

- размеры сечения горных выработок;
- на типы и мощность используемого горного оборудования;
- на характер, конструкцию и размеры технических и хозяйственных сооружений и зданий и другие [9].

Результаты расчетов показателей основных параметров рудника приведены в приложении В

Учитывая высокую ценность руд, с целью увеличения полноты выемки запасов, необходимо применять закладку выемочного поля. Но применение закладки добавляет дополнительный процесс в производство, что сказывается на производительности рудника. Исходя из вышеизложенного для подземных горных работ принимаем $A_{г} = 1\,300\,000$ т/год.

2.3 Срок существования подземного рудника

Фактический срок существования рудника, как правило, оказывает больше расчетного ввиду того, что в начале рудник несколько лет работает с неполной производительностью, за ряд лет достигая принятую проектом

мощности, в конце срока существования производительность рудника затухает постепенно, также в течение нескольких лет [3, 10].

Срок существования рудника составил 36 лет.

Расчет приведен в приложении В.

Исходя из горно-геологических условий Малеевского месторождения рудные тела относятся к мощным и весьма мощным (8-30, более 30 м), пологозалегающим (с углом падения 25-30°), что по условиям управления горным давлением определяет разработку месторождения участками вкрест простирания с разделением на этажи.

3 Вскрытие и подготовка месторождения

3.1 Выбор рациональной схемы вскрытия

Выбор варианта вскрытия и места заложения вскрывающих выработок выполняется на основе технико-экономического сравнения возможных вариантов в следующем порядке.

Устанавливаются технически возможные и подлежащие сравнению варианты вскрытия месторождения.

Для месторождений, состоящих из одного рудного тела, число этих вариантов обычно невелико. При выборе способа вскрытия нескольких рудных тел число технически приемлемых вариантов возрастает, так как в этом случае возможны независимое вскрытие каждого рудного тела и совместное вскрытие общей главной выработкой.

Для технико-экономического сравнения вариантов определяются капитальные затраты и эксплуатационные расходы, зависящие от вскрытия. При этом затраты и расходы, одинаковые или очень близкие по величине для сравниваемых вариантов, а также все второстепенные не подсчитывают и не включают в итоговую сумму. Все учитываемые затраты и расходы определяют для одного и того же периода времени; наиболее удобным является полный срок существования шахты.

Подсчитанные для каждого варианта затраты и расходы по отдельным статьям вносятся в сводную таблицу.

Принято считать, что возможная неточность экономических показателей по вариантам составляет от 5 до 10 %. Поэтому если учитываемые суммарные затраты и расходы по какому-либо варианту превышают таковые по другому варианту не более чем на 5-10 %, но этот вариант (первый) имеет существенные преимущества в техническом отношении, то ему может быть отдано предпочтение.

Требования к вскрытию месторождения:

Не менее двух отдельных выходов, обеспечивающих выезд (выход) людей с каждого горизонта непосредственно на поверхность и имеющих разное направление вентиляционных струй. Каждый горизонт шахты оборудуется не менее двумя отдельными выходами на вышележащий

(нижележащий) горизонт или поверхность, приспособленные для перевозки (передвижения) людей.

Вертикальные и наклонные стволы, которые служат запасными выходами, оборудуются механизированными подъемами и ходовыми (лестничными отделениями).

Допускается использование автотранспортных уклонов в качестве запасных выходов в аварийных ситуациях на вышележащие горизонты и непосредственно на поверхность при соблюдении следующих условий:

а) выезд людей осуществляется оборудованным автотранспортом, находящимся в зоне ведения горных работ;

б) вблизи уклонов на нижележащих горизонтах оборудуются в соответствии с проектом камеры аварийного воздухообеспечения, в которых обеспечивается хранение запасных самоспасателей в количестве, превышающем на 10 процентов максимальную численность смены. При обосновании проектом оборудуются камеры–убежища.

Вариант 1. Основным вертикальным стволом в лежащем боку, вспомогательными стволами по флангам и групповыми квершлагами (рисунок 1).

Вариант 2. Основным вертикальным стволом в лежащем боку, с переходом на транспортный уклон, вспомогательными стволами по флангам (рисунок 2).

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

Критерием сравнительной оценки служит минимум приведенных затрат [3].

В результате анализа расчетов технико-экономических показателей двух вариантов и по минимуму приведенных затрат принимаем 2 способ вскрытия - Основным вертикальным стволом и с транспортировкой руды с нижних горизонтов до ствола по автотранспортному уклону.

3.2 Выбор способа подготовки шахтного поля

В зависимости от горно-геологических условий залегания залежей, принятой схемой вскрытия и доставкой руды принимаем этажный способ подготовки с разделением рудных тел по простиранию на блоки. Вертикальная высота этажа принята 50 м. [9, 10].

4 Специальная часть. Использование критериев травматизма при выборе оптимальной системы разработки месторождений

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

В последние годы разработка рудных месторождений Казахстана характеризуется интенсификацией горного производства, что приводит к увеличению площадей обнажения, понижению горизонта добычи, проявлению высокого горного давления и обуславливает формирование опасных горнотехнических ситуаций, которые становятся причинами травматизма на производстве. Обеспечение безопасности работ, а также профилактика производственного травматизма являются одной из актуальных проблем при подземной разработке полезных ископаемых. Однако на стадии проектирования при обосновании выбора наилучших технических решений, начиная с систем разработки и кончая основными параметрами шахт, не учитываются травмоопасные ситуации и не рассчитывается возможный уровень травматизма [3, 10, 11].

Оценка систем разработки в основном производится по технико-экономическим показателям, такими как удельный объем горно-подготовительных и нарезных работ, производительность труда забойного рабочего при проходке горизонтальных, наклонных и вертикальных выработок, производительность труда очистного рабочего, потери и разубоживание руды. В подобных сравнениях отсутствуют какие-либо численные показатели, оценивающие степень безопасности системы разработки. В литературе о безопасности систем разработки отмечается только лишь общее суждение о том, что система разработки безопасная или опасная в зависимости от того, какая применяется технология. Подобная общая оценка о степени безопасности системы разработки не отвечает современным требованиям проектирования и подземной эксплуатации рудных месторождений.

Практика проектирования рудников ориентируется на опыт работы действующих предприятий в аналогичных условиях, а выбор систем разработки производится путем рассмотрения двух-трех предварительно выбранных вариантов на основе сравнения их по технико-экономическим показателям (критериям). При выборе наиболее эффективной системы разработки учитываются только основные критерии оптимальности: себестоимость, производительность забойного рабочего, удельный расход на подготовительно-нарезные выработки, потери руды, разубоживание, ожидаемая прибыль и т.д. Наряду с основными критериями следовало бы учитывать и вспомогательные критерии, к которым можно отнести устойчивость кровли, удароопасность горных пород, травмоопасность и риски травматизма. Однако при проектировании вспомогательными критериями пренебрегают.

Произведем сравнение системы подэтажных штреков с обрушением, камерной и слоевой системы разработки с закладкой выемочного пространства по технико-экономическим показателям и по минимизации уровня травматизма для Малеевского рудника.

Сущность этого метода заключается в том, что предлагается производить сравнение систем разработки не только по технико-экономическим показателям, но и по критериям травмоопасности, используя метод оптимизации по норме вектора отклонений [11].

Этот метод используется, когда оценка степени важности критериев не представляется возможной, то есть все они считаются равноценными.

На оценку уровня безопасности систем разработки оказывают влияние множество опасных факторов: обрушение пород с кровли и бортов выработок; нахождение рабочих в очистном пространстве; применение ручного оборудования; отравление работников газами – продуктами взрыва ВВ; травмоопасность при выполнении процессов бурения, крепления, заряжания, взрывания, выпуска и доставки руды, закладочных работ и т.д.

Для иллюстрации применения метода в качестве критерия, оценивающего уровень безопасности систем разработки, ограничимся использованием двух коэффициентов: частоты травматизма ($K_{\text{ч}}$) и тяжести травматизма ($K_{\text{т}}$).

Таблица 4.1 - Исходные данные для выбора варианта системы разработки

Наименование критерия оптимальности, Кп	Единица измерения	Критерии оптимальности			Наилучшие показатели критериев оптимальности	Максимальные показатели критериев оптимальности	Минимальные показатели критериев оптимальности
		Подэтажное принудительное обрушение с торцевым выпуском руды	Этажно-камерная система с закладкой	Горизонтальные слои с закладкой			
1. Коэффициент частоты несчастных случаев (Кч)		80	50	60	50	80	50
2. Коэффициент тяжести травматизма (Кт)		50	35	40	35	50	35
3. Производительность выемочной единицы	т/см	110	100	80	110	110	80
4. Себестоимость добычи	\$/т	75	99	105	75	105	75
5. Коэффициент извлечения	дол ед	0,88	0,93	0,94	0,94	0,94	0,88
6. Коэффициент разубоживания	дол ед	0,18	0,06	0,04	0,04	0,18	0,04
7. Коэффициент эффективности системы	дол ед	1	0,93	0,8	1	1	0,8

разработки							
8. Промышленная ценность руды	\$/т	1700	2000	1900	2000	2000	1700
9. Удельный объем подготовительно-нарезных выработок	м/1000т	28	18	22	18	28	18
10. Удельный расход ВВ	кг/т	0,45	0,43	0,5	0,43	0,5	0,43

Для каждого коэффициента (критерия) определяются их значения. Далее определяются оптимальные значения, вычисляются относительные отклонения по проф. О.А. Байконурову:

$$\Delta J_{jp}^{ip} = \frac{J_{jp}^{ip} - J_{jp}^{jo}}{J_{jp}^{jo}}, \quad (4.1)$$

по проф. С.В.Цой,

$$\Delta J_{jp}^{ip} = \frac{J_{jp}^{ip} - J_{jp}^{jo}}{J_{jp}^{ip\max} - J_{jp}^{ip\min}}, \quad (4.1a)$$

в качестве критериев оптимальности используются коэффициенты безопасности системы разработки, а также расчеты выполняются по программе, предложенным доц. Ж.К. Кадырбергеновым (таблица 4.1; 4.2).

Таблица 4.2 - Отклонения оптимальных значений

Коэффициент частоты несчастных случаев (К _ч)		1,00	0,00	0,33
Коэффициент тяжести травматизма (К _т)		1,00	0,00	0,33
Производительность выемочной единицы	т/см	0,00	-0,33	-1,00
Себестоимость добычи	тг/т	0,00	0,80	1,00
Коэффициент извлечения	дол ед	-1,00	-0,17	0,00
Коэффициент разубоживания	дол ед	1,00	0,14	0,00
Коэффициент эффективности системы разработки	дол ед	0,00	-0,35	-1,00
Промышленная ценность руды		-1,00	0,00	-0,33
Удельный объем подготовительно-нарезных выработок		1,00	0,00	0,40
Удельный расход ВВ		0,29	0,00	1,00
Сумма квадратов критериев оптимальности		6,08	0,92	4,49
Норма вектора отклонений		2,47	0,96	2,12
Значение оптимального варианта системы разработки		0,96		

Отклонения оптимальных значений вручную вычисляются следующим образом:

$$\begin{aligned}
\Delta J_1^1 &= \frac{80-50}{80-50} = 1; & \Delta J_2^1 &= \frac{50-50}{80-50} = 0; & \Delta J_3^1 &= \frac{60-50}{80-50} = 0,33 \\
\Delta J_1^2 &= \frac{50-35}{50-35} = 1; & \Delta J_2^2 &= \frac{35-35}{50-35} = 0; & \Delta J_3^2 &= \frac{40-35}{50-35} = 0,33 \\
\Delta J_1^3 &= \frac{80-80}{110-80} = 0; & \Delta J_2^3 &= \frac{100-110}{110-80} = -0,33; & \Delta J_3^3 &= \frac{80-110}{110-80} = -1 \\
\Delta J_1^4 &= \frac{75-75}{105-75} = 0; & \Delta J_2^4 &= \frac{99-75}{105-75} = 0,8; & \Delta J_3^4 &= \frac{105-75}{105-75} = 1 \\
\Delta J_1^5 &= \frac{0,88-0,94}{0,94-0,88} = -1; & \Delta J_2^5 &= \frac{0,93-0,94}{0,94-0,88} = -0,17; & \Delta J_3^5 &= \frac{0,94-0,94}{0,94-0,88} = 0 \\
\Delta J_1^6 &= \frac{0,18-0,04}{0,18-0,04} = 1; & \Delta J_2^6 &= \frac{0,06-0,04}{0,18-0,04} = 0,14; & \Delta J_3^6 &= \frac{0,04-0,04}{0,18-0,04} = 0 \\
\Delta J_1^7 &= \frac{1-1}{1-0,8} = 0; & \Delta J_2^7 &= \frac{0,93-1}{1-0,8} = -0,35; & \Delta J_3^7 &= \frac{0,8-1}{1-0,8} = -1 \\
\Delta J_1^8 &= \frac{1700-2000}{2000-1700} = -1; & \Delta J_2^8 &= \frac{2000-2000}{2000-1700} = 0; & \Delta J_3^8 &= \frac{1900-2000}{2000-1700} = -0,33 \\
\Delta J_1^9 &= \frac{28-18}{28-18} = 1; & \Delta J_2^9 &= \frac{18-18}{28-18} = 0; & \Delta J_3^9 &= \frac{22-18}{28-18} = 0,4 \\
\Delta J_1^{10} &= \frac{0,45-0,43}{0,5-0,43} = 0,29; & \Delta J_2^{10} &= \frac{0,43-0,43}{0,5-0,43} = 0; & \Delta J_3^{10} &= \frac{0,5-0,43}{0,5-0,43} = 1
\end{aligned}$$

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

$$R_j = \sqrt{J_{jp1}^{jp^2} + J_{jp2}^{jp^2} + \dots + J_{jpn}^{jp^2}}, \quad (4.2)$$

$$R_1 = \sqrt{(1)^2 + 1^2 + (-1)^2 + (1)^2 + (-1)^2 + 1^2 + 0,29^2} = \sqrt{6,08} = 2,47$$

$$R_2 = \sqrt{(-0,33)^2 + 0,8^2 + (-0,17)^2 + 0,14^2 + (-0,35)^2} = \sqrt{0,92} = 0,96$$

$$R_3 = \sqrt{0,33^2 + 0,33^2 + (-1)^2 + 1^2 + (-1)^2 + (-0,33)^2 + 0,4^2 + 1^2} = \sqrt{4,49} = 2,12$$

По показателю наименьшей нормы вектора выбирается окончательная целесообразная система разработки. В данном случае наилучшей нормой вектора является $R_2=0,96$, которая соответствует «этажно-камерной системе разработки с закладкой выработанного пространства».

4.2 Варианты рассматриваемых систем разработки

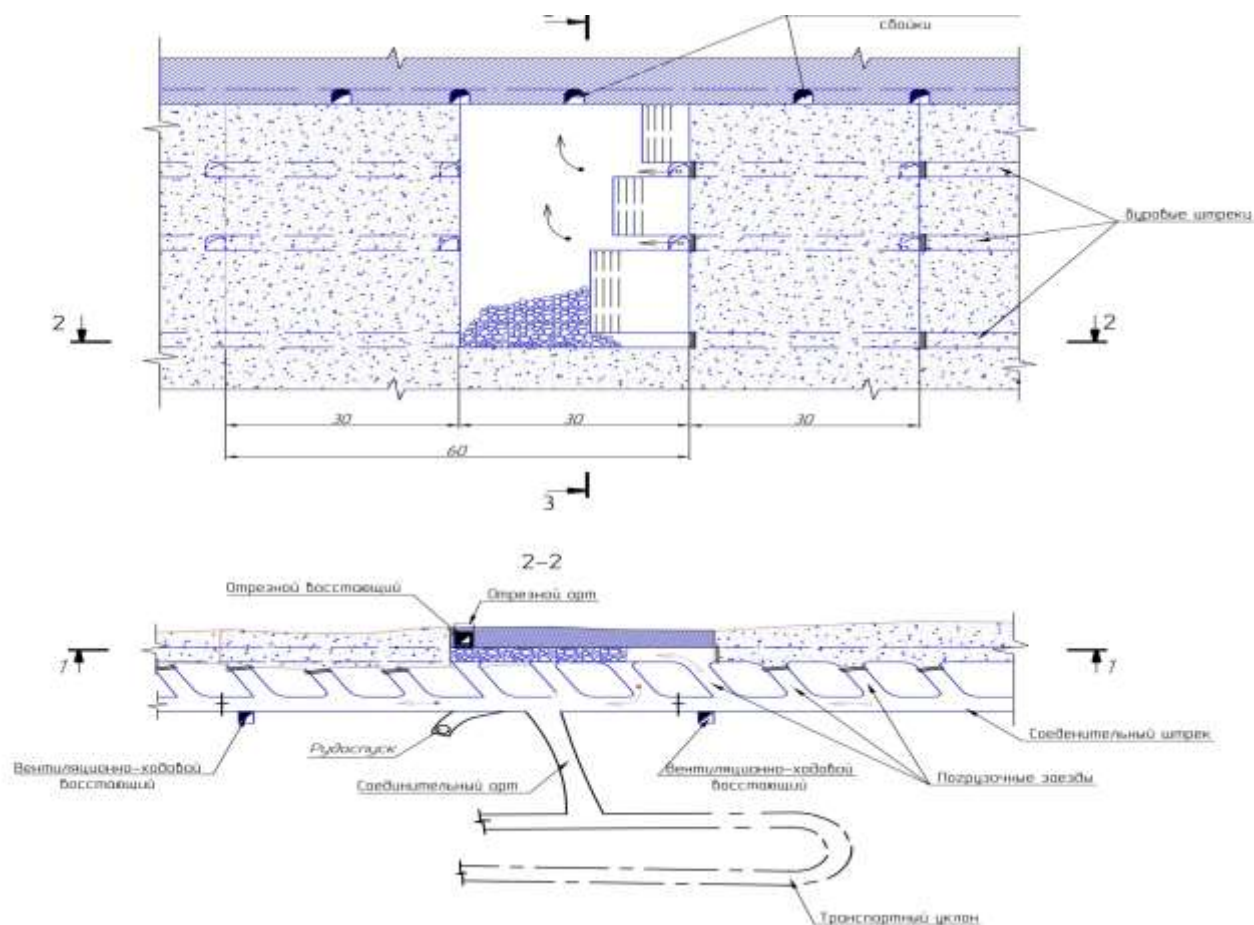


Рисунок 4.1 – Система разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков

Сущность системы разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков состоит в том, что залежь, подготовленную этажным способом, разделяют на отдельные выемочные блоки, запасы в которых отрабатывают камерами с отбойкой руды веерным комплектом скважин из подэтажных штреков, руда до рудоприемных выработок доставляется под действием собственного веса, а управление кровлей осуществляют оставлением междукamerных целиков.

Сущность этажно-камерной системы разработки с закладкой выработанного пространства состоит в том, что залежь, подготовленную этажным способом, разделяют на отдельные выемочные блоки, запасы в которых отрабатывают камерами с отбойкой руды веерным комплектом скважин из буровых ортов, руда до выпускных выработок доставляется под действием собственного веса, а управление кровлей осуществляют закладкой выработанного пространства.

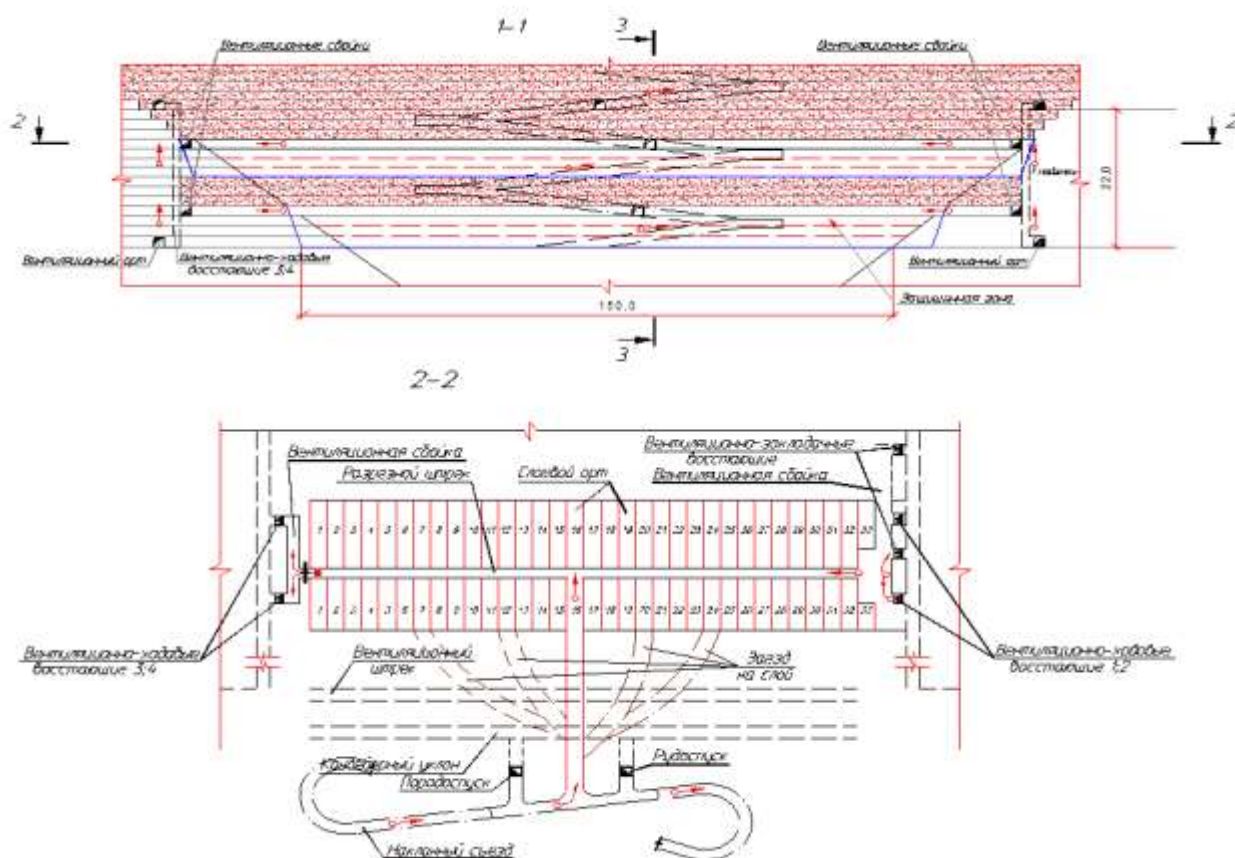


Рисунок 4.3 – Система горизонтальными слоями с закладкой в нисходящем порядке

4.3 Закладка выработанного пространства

Закладка выработанного пространства является неотъемлемой технологической операцией при добыче руды [5].

Твердеющие закладочные смеси должны удовлетворять следующим основным требованиям:

- обеспечивать в определённые сроки нормативную прочность при затвердевании смеси;
- литые твердеющие смеси должны быть транспортабельны на значительные расстояния в самотёчном режиме за счёт напора, создаваемого вертикальным столбом смеси;
- угол растекания смеси при укладке её не должен превышать 6° ;
- для формирования однородного массива твердеющие литые смеси должны быть устойчивы к расслоению.

Нормативная прочность закладки определяется расчётом в соответствии с принятыми системами разработки и параметрами очистных выработок.

Применяемые составы закладочных смесей приведены в таблице 4.3.

Таблица 4.3 – Составы закладочной смеси на основе сложного вяжущего

Марка смеси	Удельный расход компонентов, кг/м ³					Плотность, кг/м ³
	Вяжущие			Инертный заполнитель (хвосты отвалыные + молотая легкая фракция)	Вода, л/м ³	
	Всего	Цемент	Граншлак молотый			
M20	275	55	220	1180	465	1920
M25	300	60	240	1195	475	1920
M30	325	65	260	1100	475	1900
M35	350	70	280	1080	475	1905
M40	400	80	320	1030	485	1915
M45	450	90	380	910	500	1880

Приготовление закладочной смеси производят на поверхностном БЗК производительностью 110-120 м³/ч.

Литая твердеющая закладочная смесь подаётся в выработанное пространство по магистральным и участковым трубопроводам диаметром 0,143 м.

Участковые закладочные трубопроводы должны быть оборудованы переключателями потока с целью обеспечения непрерывной работы поверхностного БЗК и отведения воды от помывки бетоновода.

Для закладочного трубопровода должны применяться стальные бесшовные горячекатаные трубы по ГОСТ 8732-78. На участковых трубопроводах допускается использование полиэтиленовых труб по ГОСТ 18599-83 и армированные рукава.

Надежность работы трубопровода зависит от правильного выбора скоростного режима транспортирования. Оптимальная рабочая скорость по фактору износа трубопровода и сопротивления движению смеси должна быть не более 3,0 м/с.

ВЫВОДЫ

1 Приведен известный метод выбора оптимальных решений по совокупности технико-экономических критериев и дана оценка применимости этого метода для выбора безопасной системы разработки.

2 Предложено, выбор безопасной системы разработки полезных ископаемых производить с использованием метода нормы вектора оптимальности на основе минимизации уровня травматизма.

3 На Орловском руднике применялась камерная система разработки как наиболее экономичная. Практика применения этой системы разработки привела к частым обрушениям кровли и бортов камеры, к снижению безопасности и повышению травматизма. Использование метода нормы вектора оптимальности на основе минимизации уровня травматизма произведена оценка камерной и слоевой систем разработки, а также системы разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков. Расчеты показали, что по технико-

экономическим показателям и по минимизации уровня травматизма более безопасной и экономически целесообразной является этажно-камерная система разработки с закладкой выработанного пространства.

5 Рудничный транспорт и подъем

Руководствуясь материалом, полученным из преддипломной практики и учитывая опыт разработки Малеевского месторождения [1], проектом выбраны следующие виды подземного транспорта для транспортировки горной массы:

- для проходки выработок применяется погрузо-доставочная машина CAT-R1600;
- выпуск руды из камер и транспортировка руды до рудоспуска погрузо-доставочной машиной CAT R1700;
- транспортировка горной массы с нижележащих горизонтов до ствола осуществляется по автотранспортному уклону автосамосвалами АД-30, АД-45 и МТ-25;
- подъем руды на поверхность производят скипами по скиповому подъему.

5.1 Техника безопасности при работе самоходного оборудования

Самоходная машина оборудуется:

- 1) прибором, находящимся в поле зрения машиниста и показывающим скорость движения машины;
- 2) звуковой сигнализацией;
- 3) счетчиком моточасов или пробега в километрах;
- 4) осветительными приборами: фарами, габаритными по ширине сигналами, задним стоп-сигналом, включающимся при торможении. В необходимых случаях на машине устанавливается фара заднего освещения.

К управлению машинами с двигателями внутреннего сгорания допускаются лица, прошедшие обучение и получившие удостоверение на право управления машинами в подземных условиях [4].

В подземных условиях допускается применение дизельного топлива с температурой вспышки в закрытом тигле не ниже 50 градусов Цельсия и содержанием серы не более 0,2 процентов по весу.

Допустимая концентрация вредных компонентов в отработавших газах двигателей внутреннего сгорания в подземных условиях должна не превышать величин, указанных в таблице приложения 25 к настоящим Правилам.

Объем воздуха, подаваемого в горные выработки, где работают машины с двигателями внутреннего сгорания, должен определяться из расчета не менее 5 кубических метров в минуту на 1 лошадиную силу номинальной мощности дизельных двигателей.

Оксид углерода определяется на каталитическом нейтрализаторе при температуре отработавших газов не менее 25 ° градусов Цельсия.

Все машины с дизельными двигателями внутреннего сгорания должны

оборудоваться системой очистки выхлопных газов (каталитической и жидкостной).

В период эксплуатации состав неразбавленных отработавших газов каждого дизельного двигателя проверяется после газоочистки на холостом ходу не реже одного раза в месяц на окись углерода и окислы азота.

Анализ выхлопных газов производится перед началом эксплуатации двигателя в подземных условиях, после каждого ремонта, регулировки двигателя или продолжительного (более двух недель) перерыва в работе, при заправке топливом новой марки.

Состав рудничной атмосферы в местах работы машин с двигателями внутреннего сгорания определяется на окись углерода, и окислы азота у кабины машиниста не реже одного раза в месяц.

6 Рудничная аэрология

Расчет необходимого количества воздуха для проветривания рудника выполнен в соответствии с «Временным методическим пособием по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания рудников и шахт», рассмотренного коллегией Госгортехнадзора Казахской ССР 15.03.90 г. № 3-11 и согласованного с Госгортехнадзором СССР (в дальнейшем «Пособие») [7].

Расчет необходимого количества воздуха приведен в приложении Е. По наибольшему расходу воздуха принимаем $Q_{\text{ш}} = 467 \text{ м}^3/\text{с}$.

7 Генеральный план

Генеральный план поверхности рудника – одна из важнейших частей. В нем осуществляется комплекс решений на основе обязательной увязки с другими разделами. Это прежде всего:

Выбор промышленной площадки;

Расположение зданий и сооружений, складского хозяйства, транспортных путей на ее территории;

Расположение основных и вспомогательных вскрывающих выработок;

Трассировка внешнего транспорта, линии электропередач, водопроводных, канализационных и воздухопроводных сетей;

Расположение породных отвалов, отвалов бедных и забалансовых руд, хвостохранилищ обогатительной фабрики или металлургического завода;

Расположение санитарных зон и рабочего поселка.

Генеральный план рудника разрабатывается на основе общегосударственных регламентирующих материалов: СНиП II-89-80 «Санитарные нормы проектирования промышленных предприятий»; «Правила промышленной безопасности при взрывных работах» и др [5].

В дипломной работе рассматриваются следующие площадки: комплексы стволов «Малеевский», «Скиповой», «Вентиляционный», «Воздуховыдающий» площадка портала автотранспортного уклона.

Комплекс ствола «Малеевский», комплекс ствола «Скиповой» расположены в непосредственной близости друг от друга. Относительно ствола

«Вентиляционный» они находятся на расстоянии 850 м по прямой на юго-запад.

В состав комплекса ствола «Скиповой» входят:

- копер с надшахтным зданием; дробильный комплекс; конвейерная галерея; отгрузочный бункер; здание подъемной машины № 1; здание подъемной машины № 2; компрессорная; две кабельных эстакады; склад руды;

Размещение объектов показано на плане поверхности, рисунок 7.1.



Рисунок 7.1 - План поверхности рудника

В состав комплекса ствола «Малеевский» входят надшахтное здание и здание калориферной.

В состав ствола «Вентиляционный» входят надшахтное здание и здание калориферной.

Севернее ствола «Малеевский» находится бетоно-закладочный комплекс, на территории которого размещаются временная перегрузочная площадка породы и склад материалов блочно-модульного типа.

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

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

8 Охрана труда

8.1 Анализ опасных, производственных и природных факторов

Проектируемый рудник и горнодобывающая отрасль промышленности относятся к объектам повышенной опасности, отличаются высоким уровнем травмоопасности, который растет с дальнейшим ухудшением горно-геологических и горнотехнических условий. В этой связи наиболее полное представление об условиях, обстоятельствах и причинах назревания опасных ситуаций имеет первостепенное значение [4]. Установление опасных, производственных и природных факторов, обуславливающих травматизм является основой для разработки мероприятий по предотвращению возникновения травмоопасных ситуаций на рабочих местах.

На технологических процессах добычи руды с применением камерной системы разработки опасными производственными и природными факторами могут быть [4]:

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

8.2 Мероприятия по охране труда

Взрывные работы

При взрывных работах необходимо тщательно фиксировать все случаи отказов, неполной детонации, выгорании. Выяснять и уточнить причины, вызывающее эти явления, и определять их зависимость от направления инициирования.

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

Правилами безопасности при взрывных работах предусматривается производить ликвидацию «отказов» путем бурения и последующего взрывания

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

Падение в выработку. Значительной частотой травматизма приходится на фактор падения в выработку. Причинами является личная неосторожность горнорабочих и захламленность выработок. Для снижения интенсивности этих факторов необходимо расширить механизированную доставку горнорабочих к рабочим местам, содержать пешеходные дорожки в исправном состоянии.

8.3 Борьба с обрушением кровли

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

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

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

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

8.4 Меры безопасности эксплуатации подземного склада взрывчатых веществ

Подземный склад камерного типа состоит из:

- камеры хранения ВМ;
- камеры хранения СВ;
- камеры проверки электродетонаторов (ЭД);
- камеры выдачи ВМ;
- места для вагонеток и временного хранения тары.

При спуске ВВ в таре нахождение людей в клетке не допускается. Ящики с ЭД спускаются отдельно от ВВ и должны занимать не более $\frac{2}{3}$ высоты клетки.

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

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

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

При массовых взрывах для обрушения потолочины, междуканальных целиков перед началом укладки детонирующего шнура все люди должны выводиться из шахты на поверхность. При производстве взрывных работ в подготовительно-нарезных выработках люди должны выводиться из них за опасную зону согласно паспорта БВР [2, 4].

9 Экономическая часть

Основными документами, определяющими себестоимость, являются калькуляция себестоимости производства единицы продукции и смета затрат на производство.

Калькуляции бывают плановыми и фактическими. Плановая калькуляция устанавливает нормативную величину затрат в расчете на единицу продукции при конкретных условиях и объемах ее производства. Фактическая калькуляция отражает действительно произведенные затраты в процессе выпуска продукции в расчете на единицу.

Смета затрат на производство является документом, фиксирующим суммарные издержки производства на выпуск продукции. Она составляется на каждый календарный год с разбивкой по кварталам (а в случае надобности и по месяцам).

Смета также бывает плановой и фактической.

Плановая смета определяет их предельную величину по экономически однородным элементам затрат, а также отдельным статьям затрат.

Фактическая смета отражает реально произведенные затраты.

Наличие плановой сметы затрат и соответствующих обосновывающих ее расчетов позволяет определить потребность предприятия в различного рода ресурсах, рассчитать величину необходимых оборотных средств, потребность в фонде заработной платы, величину ожидаемых амортизационных отчислений, потребность в поставках электроэнергии и других ресурсах.

В случае планирования сметы и по технологическим звеньям производства смета устанавливает каждому из них предельные величины затрат в увязке с планируемым объемом производства. Фактическая смета затрат фиксирует степень выполнения запроектированных показателей.

На основе сметы определяется себестоимость продукции. Ее данные являются основой для оценки величины прибыли предприятия и уровня рентабельности его работы [1, 2].

Операционные затраты рассчитаны по видам работ и приняты по данным заказчика, на основании базовых плановых затрат 2014г. Малеевского рудника и Зырянской обогатительной фабрики.

Структура затрат на добычу руды по видам работ представлена в Таблице 9.1

Таблица 9.1 - Структура затрат по видам работ на добычу руды

Наименование	Ед. изм.	ИТОГО
Объем добычи руды	т	23 095 214
<u>Затраты на добычу</u>		
<i>Условно - переменные затраты</i>		
Всего	\$	184 356 549
	\$/т	7,98
в том числе:		
<i>Разведочное бурение</i>	<i>пог.м.</i>	<i>78 510</i>
Переделные затраты	\$	2 593 074
	\$/пог.м	33,03
<i>Горно-проходческие работы</i>	<i>м3</i>	<i>646 481</i>
Переделные затраты	\$	16 083 315
	\$/м3	24,88
<i>Нарезные работы</i>	<i>м3</i>	<i>991 172</i>
Переделные затраты	\$	21 006 073
	\$/м3	21,19
<i>Бурение взрывных скважин</i>	<i>пог.м.</i>	<i>2 296 687</i>
Переделные затраты	\$	18 834 809
	\$/пог.м	8,20
<i>Очистная добыча</i>	<i>м3</i>	<i>5 379 018</i>
Переделные затраты	\$	36 332 414
	\$/м3	6,75
<i>Закладка</i>	<i>м3</i>	<i>6 829 451</i>
Переделные затраты	\$	89 506 864
	\$/м3	13,11
<i>Условно-постоянные затраты</i>	\$	550 549 157
	\$/т	23,84
Итого затраты на добычу	\$	734 905 706
	\$/т	31,82

Структура затрат на добычу и переработку руды Малеевского месторождения в целом за годовой период, представлена в таблице 9.2.

Таблица 9.2 - Структура затрат

№	Объем добычи руды	тонн	23 095 214	%
1	Себестоимость добычи (без НДС)	\$	734 905 706	32,04
		\$/тонн	31,82	
2	Себестоимость транспортировки на ОФ	\$	86 560 763	3,77
		\$/тонн	3,75	
3	Себестоимость переработки	\$	518 812 663	22,62
		\$/тонн	22,46	
4	Себестоимость транспортировки концентратов до МП	\$	9 982 372	0,44
		\$/тонн	0,43	
5	Итого производственная себестоимость	\$	1 350 261 504	58,87
		\$/тонн	58,46	
6	Общие административные расходы	\$	275 528 213	12,01
		\$/тонн	11,93	
7	НДС	\$	494 994 233	21,58
		\$/тонн	21,43	
8	Ликвидационный фонд	\$	3 000 000	0,13
		\$/тонн	0,13	
9	Амортизация	\$	169 816 629	7,40
		\$/тонн		
10	Итого постоянные расходы	\$	943 339 074	41,13
		\$/тонн	40,85	
11	Итого полная себестоимость	\$	2 293 600 578	100,00
		\$/тонн	99,31	

ВЫВОД

С точки зрения экономики полученные результаты себестоимости подземной добычи составляет 32 \$/т, полная себестоимость с учетом переработки, ликвидации недропользования и всех налогов не превышает 100 \$/т. Цена цинка на бирже составляет 2306,5 \$/т. При пересчете содержания металлов на условный цинк 20% на 1 тонну количество металла составит 0,2 т. Тогда ценность 1 тонны руды на франко-станции металлургического передела составит 0,2т x 2306,5 \$/т = 461\$. Прибыль предприятия составит 361\$/т. Это показывает весьма высокую рентабельность предприятия.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В дипломном проекте выполнены расчеты предельной глубины открытой разработки и на основе того, что рудные тела залегают глубже этой глубины выбран подземный способ разработки месторождения.

Способ вскрытия выбран из трех подходящих, рассчитан из двух наиболее экономичных и принят наиболее рентабельный по приведенным затратам вариант - Основным вертикальным стволом в лежащем боку и с переходом на транспортный уклон, вспомогательными стволами по флангам.

Определение оптимальной системы разработки при подземной добыче на примере Малеевского месторождения выполнено в спец. части проекта. Рассчитаны две системы разработки с закладкой и одна с поэтажным обрушением. Сущность этого метода заключается в том, что предлагается производить сравнение систем разработки не только по технико-экономическим показателям, как предлагали академики Байконуров О.А., Цой С.В., но и по критериям травмоопасности, как предложил доцент Кадырбергенов Ж.К., используя метод оптимизации по норме вектора отклонений.

Расчеты были выполнены с использованием программного обеспечения, разработанного доц. Кадырбергеновым Ж.К., для быстрого манипулирования критериями оптимальности и исключения большого количества расчетов с целью получения конечных результатов. В результате чего, наиболее рентабельной оказалась этажно-камерная система с закладкой выработанного пространства. В случае, если не учитывать показатели травмоопасности, то выиграла бы система разработки поэтажного обрушения с торцевым выпуском руды.

Выбраны высокотехнологичное горношахтное оборудование для транспорта горной массы на основе базы Малеевского предприятия. Приведены примеры расчетов рудничной аэрологии, где подтверждается правильность выбора вентиляторов главного проветривания.

Приведен генеральный план рудника, где используя «розу ветров» и рельеф земной поверхности, определены экологически чистой и грязной зоны, на основе чего удалось минимизировать количество рабочих находящихся в опасной зоне.

Рассмотрены мероприятия по охране труда для рабочих находящихся особо опасных производственных условиях.

В завершении дипломного проекта рассмотрена технико-экономическая часть для оценки рентабельности подземной разработки месторождения. Здесь себестоимость подземной добычи составляет 32 \$/т, полная себестоимость с учетом переработки, ликвидации недропользования и всех налогов не превышает 100 \$/т. Принимая во внимание высокую ценность руды, рентабельность предприятия может достигнуть 100% рубежа и выше, что является высоким показателем для горнодобывающего предприятия.

Дипломный проект выполнен в соответствии заданию на проектирование, выполнены основные расчеты и подкреплены графическими материалами необходимыми для бакалавров.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Проект «Расширение Малеевского рудника. Казгипроцветмет, 2001 г.
2. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий с подземным способом разработки (методические рекомендации).
Согласованы приказом Комитета по государственному контролю за

чрезвычайными ситуациями и промышленной безопасностью Республики Казахстан от 4 декабря 2008 года № 46.

3. М.И. Агошков, С. С. Борисов, В. А. Боярский «Разработка рудных и нерудных месторождений» М:Н 2011 г.

4. Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы. Утверждены приказом Министра по инвестициям и развитию Республики Казахстан от 30 декабря 2014 года № 352.

5. Технологический регламент на производство закладочных работ на Малеевском руднике ЗГОК ТОО «Казцинк», 2011г.

6. В. К. Шехурдин «Задачник по горным работам, проведению и креплению горных выработок» М:Н 2013 г.

7. Временное методическое пособие по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания рудников и шахт. Алма-Ата 1990г.

8. Я.В. Моссаковский «Экономика горной промышленности», Москва, 2004 г.

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

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

11. Хакимжанов Т.Е., Кадырбергенов Ж.К. Выбор систем разработки полезных ископаемых по минимизации уровня травматизма // Энергетика, телекоммуникации и высшее образование в современных условиях: Тр. 3-й Межд. Научн.-техн. конф. – Алматы: АИЭС, 2002. – С. 438-440.

12. Оптимизация выбора системы разработки с комбинированным использованием критериев оптимальности // Новости науки Казахстана. – Алматы: КазНИИТИ, –2016. – Вып.2.

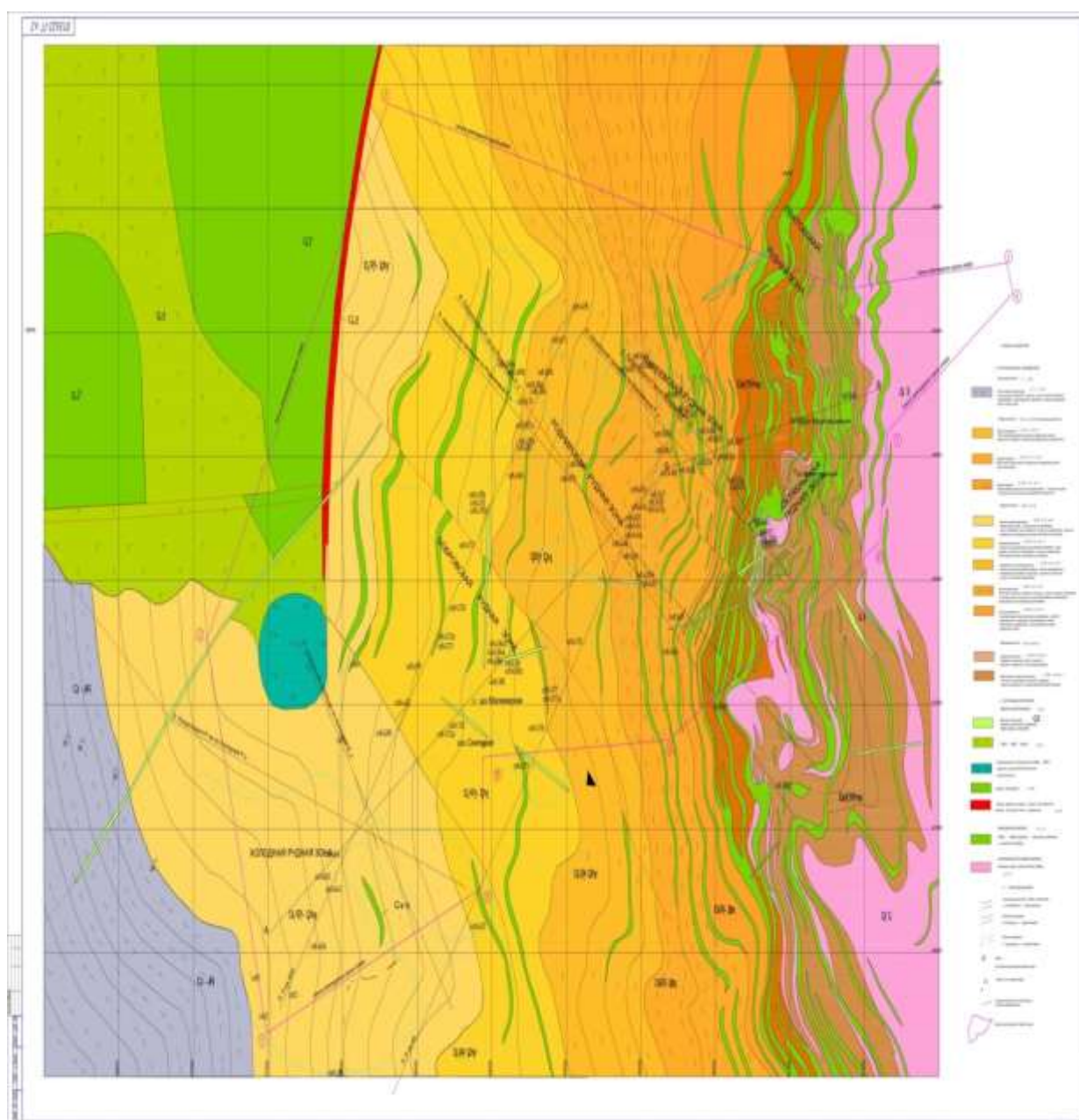


Рисунок А.1 - Геологическая карта Малеевского месторождения

Подсчет промышленных запасов

Определяем балансовые запасы месторождений

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

$$Q_{бал} = 1280 \cdot 15 \cdot 600 \cdot 3,7 = 42\,624\,000 \text{ т},$$

где L_{np} - длина рудных тел по простиранию, м;

$m_{ср}$ – суммарная мощность рудных тел, м;

$l_{пад}$ - длина рудных тел по падению, м;

γ - плотность руды, т/м³.

Балансовые запасы с учетом потери и разубоживания называются извлекаемыми запасами

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

$$Q_{изв} = 42624000 \frac{0,93}{1 - 0,04} \approx 41\,292\,000 \text{ т},$$

где $Q_{изв}$ – извлекаемые запасы, т;

$Q_{бал}$ – балансовые запасы, т;

$K_{изв}$ – коэффициент извлечения руды;

ρ - коэффициент разубоживания руды.

Выбор способа отработки месторождения

Существуют следующие основные способы отработки месторождений твердых полезных ископаемых: подземный, открытый и комбинированный.

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

$$K_{zp} = \frac{C_n - C_o}{C_\epsilon}, \quad (B.1)$$

где K_{zp} – граничный коэффициент;

$C_n = 47500$ – себестоимость добычи полезного ископаемого подземным способом, тг/т;

$C_o = 9500$ – себестоимость добычи полезного ископаемого открытым способом, тг/т;

$C_\epsilon = 4500$ – себестоимость вскрышных работ, тг/т.

$$K_{zp} = \frac{47500 - 9500}{4500} \approx 9$$

С учетом граничного коэффициента определяется глубина открытых работ

$$H_{zp} = \frac{m \cdot K_{zp} \cdot K_u}{ctg\beta_\epsilon + ctg\beta_\lambda}, \quad (B.2)$$

где m – средняя мощность залежи, м;

K_u – коэффициент извлечения;

β_ϵ и β_λ – соответственно углы откоса бортов карьера со стороны висячего и лежащего бортов, град.

$$H_{zp} = \frac{15 \cdot 9 \cdot 0,93}{ctg50^\circ + ctg70^\circ} \approx 105 \text{ м.}$$

Из условия того, что глубина карьера составляет 105 метров, а верхняя глубина разработки рудного тела, $h = 200-250$ м принимаем решение, что разработку месторождения целесообразно вести подземным способом.

Основные параметры рудника

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

Годовую производственную мощность рудника при наклонном и крутом падении рудных тел определим по формуле:

$$A_z = v \cdot \gamma \cdot \frac{K_{изв} \cdot K_1 \cdot K_2}{1 \cdot \rho} \cdot S_z, \quad (B.3)$$

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

γ – плотность руды, т/м³;

$K_{изв}$ - коэффициент извлечения руды;

K_1 - поправочный коэффициент на угол падения рудного тела;

K_2 - поправочный коэффициент на мощность рудного тела;

ρ – коэффициент разубоживания руды;

S_z – горизонтальная площадь рудного тела, м².

$$A_r = 18,0 \cdot 3,7 \cdot \frac{0,93 \cdot 1,1 \cdot 1,0}{1 - 0,04} \cdot 19\,200 = 1\,362\,600 \text{ т.}$$

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

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

Учитывая высокую ценность руд, с целью увеличения полноты выемки запасов, необходимо применять закладку выемочного поля. Но применение закладки добавляет дополнительный процесс в производство, что сказывается на производительности рудника. Исходя из вышеизложенного для подземных горных работ принимаем $A_z = 1\,300\,000$ т/год.

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

$$T_p = \frac{Q_{изв}}{A_z}, \text{ лет}, \quad (B.4)$$

где $Q_{изв}$ - извлекаемые запасы месторождения, $Q_{изв} = 41\,292\,000 \text{ т}$;
 A_z - годовая мощность рудника, $A_z = 1\,300\,000 \text{ т}$.

$$T_{расч} = \frac{41292000}{1300\,000} \approx 32 \text{ года}.$$

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

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

$$T = 2 + 32 + 2 = 36 \text{ лет}$$

Определение оптимальной высоты этажа

На высоту этажа влияют следующие геологические факторы:

- глубина залегания рудного тела;
- угол залегания;
- мощность рудного тела;
- длина рудного тела по простиранию;
- запасы месторождения;
- крепость, устойчивость руды и вмещающих пород.

Горнотехнические факторы, влияющие на высоту этажа:

- схема вскрытия;
- способ подготовки;
- годовая производительность рудника;
- технология ведения очистных работ.

Выбор рационального способа вскрытия месторождения

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

Из двух конкурентно способных способов вскрытия выбираем наиболее оптимальный.

1 Способ: Основным вертикальным стволом в лежащем боку, вспомогательными стволами по флангам и групповыми квершлагами (рисунок Г.1).

2 Способ: Основным вертикальным стволом в лежащем боку и с переходом на транспортный уклон, вспомогательными стволами по флангам (рисунок Г.2).

Критерием сравнительной оценки служит минимум приведенных затрат

$$J_{np} = C_c + E_n \cdot K_{y0} \rightarrow \min, \quad (\text{Г.1})$$

где C_c - себестоимость руды, тг/т;

K_{y0} - 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.

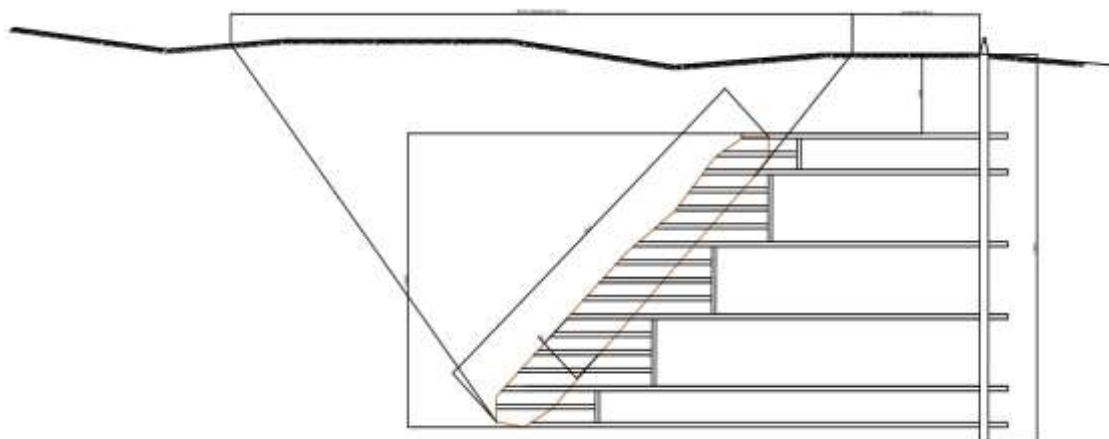


Рисунок Г.1 – Вскрытие основным вертикальным стволом в лежащем боку, вспомогательными стволами по флангам и групповыми квершлагами
Продолжение приложения Г

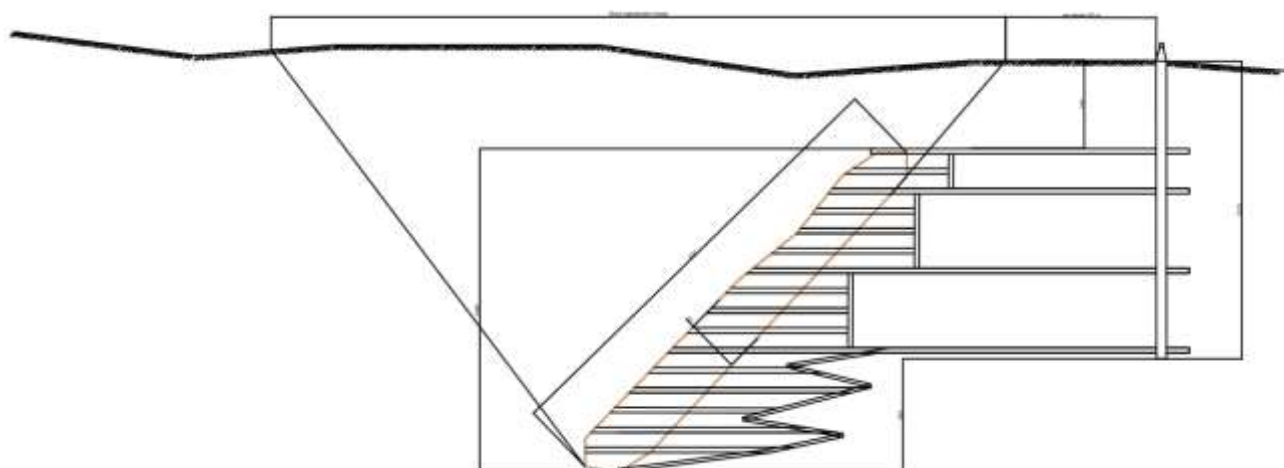


Рисунок Г.2 - Вскрытие основным вертикальным стволом в лежащем боку, с переходом на транспортный уклон, вспомогательными стволами по флангам

Технико-экономические показатели вариантов

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

Капитальные затраты

Проходка главного вертикального ствола шахты

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

$$K_{\text{гл}} = 1300 \cdot 280\,000 \cdot 1 = 364\,000\,000 \text{ тг.}$$

где H - глубина вертикального ствола, м;
 k - стоимость проходки ствола, тг/м;

n - количество стволов.

Проходка вентиляционных стволов

$$K_B = H_B \cdot k_B \cdot n_B, \text{ тг.}, \quad 2 \quad (\text{Г.3})$$

$$K_B = 1270 \cdot 150\,000 \cdot 2 = 381\,000\,000 \text{ тг.}$$

где H - глубина вентиляционного ствола, м;

k - стоимость проходки вентиляционного ствола, тг/м;

n - количество вентиляционных стволов.

Продолжение приложения Г

Проходка квершлагов

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

$$K_{KB} = 9\,000 \cdot 30\,000 = 270\,000\,000 \text{ тг.},$$

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

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

Проходка штреков

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

$$K_{штр} = 31200 \cdot 18\,000 = 561\,600\,000 \text{ тг.},$$

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

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

Проходка и оборудование околоствольного двора

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

$$K_{од} = (0,24 + 0,48 \cdot 1,3) \cdot 4 \approx 3,456 \text{ млн.тг.} = 3\,456\,000 \text{ тг.},$$

где n - количество околоствольных дворов.

Строительство надшахтных зданий и сооружений

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

$$K_{НЗ} = 9,3 + 3,24 \cdot 1,3 \approx 13,512 \text{ млн.тг} = 13\,512\,000 \text{ тг.},$$

где A_{Γ} - годовая мощность рудника, т.

Итого капитальных затрат, тг

$$\Sigma K = 1593\,568\,000 \text{ тг.}$$

Удельные капитальные затраты на 1 т извлекаемых запасов

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

где ΣK - сумма капитальных затрат, тг.

$$\bar{K} = \frac{1593\,568\,000}{41\,292\,000} \approx 39 \text{ тг/т.}$$

Продолжение приложения Г

Удельные капитальные затраты на 1 т годовой добычи

$$K_{уд} = \frac{\Sigma K}{A_2} , \quad \text{тг/т.} \quad (\text{Г.9})$$

где A_2 - годовая мощность рудника, т.

$$K_{уд} = \frac{1593\,568\,000}{1300\,000} \approx 1226 \text{ тг/т.}$$

Эксплуатационные расходы.

Стоимость поддержания стволов шахты

$$C_8 = H \cdot C_c \cdot n \cdot T , \quad \text{тг.}, \quad (\text{Г.10})$$

$$C_8 = 1300 \cdot 600 \cdot 36 = 28\,080\,000 \text{ тг,}$$

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

T – срок существования рудника, лет.

Стоимость поддержания вентиляционных стволов

$$C_{вс} = H \cdot C_8 \cdot n \cdot T , \quad \text{тг.}, \quad (\text{Г.11})$$

$$C_{вс} = 1270 \cdot 200 \cdot 2 \cdot 36 = 18\,288\,000 \text{ тг/т.},$$

где C_8 - стоимость поддержания вентиляционного ствола, тг/м.

Стоимость поддержания квершлагов

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

$$C_{кв} = 2250 \cdot 300 \cdot 36 = 24\,300\,000 \text{ тг.},$$

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

T - время эксплуатации, год;

C_c – стоимость поддержания квершлагов, тг/м.

Стоимость поддержания этажных выработок (штреков)

$$C_{кв} = L_{CP.ШТР} \cdot C_c \cdot T, \text{ тг.}, \quad (\text{Г.13})$$

$$C_{кв} = 7800 \cdot 150 \cdot 36 = 42\,120\,000 \text{ тг.},$$

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

T - время эксплуатации, год;

C_c – стоимость поддержания штрека, тг/м.

Продолжение приложения Г

Стоимость откатки по квершлагам

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

$$C_{от} = 2\,250 \cdot 41\,292\,000 \cdot 0,05 = 4645350\,000 \text{ тг.},$$

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

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

Стоимость откатки по штрекам

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

$$C_{от} = 7800 \cdot 41\,292\,000 \cdot 0,05 = 16103\,880\,000 \text{ тг.},$$

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

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

Стоимость подъема руды по стволу шахты

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

$$C_{под} = 41\,292\,000 \cdot 1300 \cdot 0,2 = 10\,735\,920\,000 \text{ тг.}$$

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

Стоимость водоотлива

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

$$C_{вод} = 41\,292\,000 \cdot \frac{800}{2} \cdot 0,10 \approx 1651\,680\,000 \text{ тг.},$$

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

Стоимость ремонта надшахтных сооружений

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

$$C_{нс} = (0,164 + 0,07 \cdot 1,3) \cdot 36 = 5,995 \text{ млн.тг} = 5\,995\,000 \text{ тг.}$$

Итого стоимость эксплуатационных затрат

$$\sum \mathcal{E} = 33\,255\,613\,000 \text{ тг.}$$

Продолжение приложения Г

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

$$\overline{C}_{\mathcal{E}} = \frac{\sum \mathcal{E}}{Q_{извл}}, \quad \text{тг/т.}, \quad (\text{Г.19})$$

$$\overline{C}_{\mathcal{E}} = \frac{33\,255\,613\,000}{41\,292\,000} \approx 805 \text{ тг/т.}$$

Себестоимость добычи руды, тг/т

$$C_{\mathcal{E}} = \overline{K} + \overline{C}_{\mathcal{E}}, \text{ тг/т.}, \quad (\text{Г.20})$$

$$C_{\mathcal{E}} = 39 + 805 = 844 \text{ тг/т.}$$

Приведенные затраты

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

$$I = 844 + 0,15 \cdot 1226 \approx 1028 \text{ тг/т.}$$

где E – коэффициент эффективности капитальных вложений.

2 способ: Основным вертикальным стволом и с транспортировкой руды с нижних горизонтов до ствола по автотранспортному уклону.

Капитальные затраты

Проходка главного вертикального ствола шахты

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

$$K_{\text{эл}} = 730 \cdot 280\,000 \cdot 1 = 204\,400\,000 \text{ тг.},$$

где H - глубина вертикального ствола, м;

k - стоимость проходки ствола, тг/м;

n - количество стволов.

Проходка вентиляционных стволов

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

$$K_B = 700 \cdot 150\,000 \cdot 2 = 210\,000\,000 \text{ тг.}$$

где H - глубина вентиляционного ствола, м;

k - стоимость проходки вентиляционного ствола, тг/м;

n - количество вентиляционных стволов.

Продолжение приложения Г

Проходка автотранспортного уклона до ствола

$$K_{\text{АТУ}} = L_{\text{АТУ}} \cdot k \cdot n, \quad \text{тг.},$$

$$K_{\text{эл}} = 4070 \cdot 45\,000 \cdot 1 = 18\,315\,000 \text{ тг.},$$

где $L_{\text{АТУ}}$ - длина автотранспортного уклона, м;

k - стоимость проходки уклона, тг/м;

n - количество уклонов.

Проходка квершлагов

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

$$K_{KB} = 3\,000 \cdot 30\,000 = 90\,000\,000 \text{ тг/т.},$$

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

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

Проходка штреков

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

$$K_{\text{штр}} = 31200 \cdot 18\,000 = 561\,600\,000 \text{ тг.},$$

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

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

Строительство надшахтных зданий и сооружений

$$K_{H3} = 9,3 + 3,24 \cdot A_{\Gamma} , \text{ тг.},$$

$$K_{H3} = 9,3 + 3,24 \cdot 180\,000 \approx 5\,832\,000 \text{ тг.},$$

где A_{Γ} - годовая мощность рудника, т.

Итого капитальных затрат

$$\sum K = 1\,090\,147\,000 \text{ тг.}$$

Продолжение приложения Г

Удельные капитальные затраты на 1 т извлекаемых запасов

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

$$\bar{K} = \frac{1\,090\,147\,000}{41\,292\,000} = 27 \text{ тг/т.}$$

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

Удельные капитальные затраты на 1 т годовой добычи

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

$$K_{\gamma\partial} = \frac{1\,090\,147\,000}{1\,300\,000} \approx 839 \text{ тг/т.},$$

где A_2 - годовая мощность рудника, т.

Эксплуатационные расходы

Стоимость поддержания вертикального ствола

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

$$C_{\sigma} = 730 \cdot 600 \cdot 36 = 15\,768\,000 \text{ тг/т.},$$

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

T – срок существования рудника, лет.

Стоимость поддержания автотранспортного уклона

$$C_{ATY} = L \cdot C_{ATY} \cdot n \cdot T, \text{ тг},$$

$$C_{\sigma} = 4070 \cdot 180 \cdot 36 = 26\,373\,600 \text{ тг/т.},$$

где C_{cl} – стоимость поддержания АТУ, тг/м;

T – срок существования рудника, лет.

Стоимость поддержания вентиляционных стволов

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

$$C_{\sigma c} = 700 \cdot 200 \cdot 2 \cdot 36 = 10\,080\,000 \text{ тг/т.},$$

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

Продолжение приложения Г

Стоимость поддержания квершлагов

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

$$C_{\kappa\sigma} = 3000 \cdot 300 \cdot 36 = 32\,400\,000 \text{ тг.},$$

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

T – время эксплуатации, год;

C_C – стоимость поддержания квершлагов, тг/м.

Стоимость поддержания этажных выработок (штреков)

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

$$C_{\kappa\sigma} = 7800 \cdot 150 \cdot 36 = 42\,120\,000 \text{ тг.},$$

где $L_{CP.ШТР}$ – средняя длина штреков, м;

T – время эксплуатации, год;

C_C – стоимость поддержания штрека, тг/м.

Стоимость подъема руды по стволу шахты

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

$$C_{\text{под}} = 41\,292\,000 \cdot 730 \cdot 0,2 = 6\,028\,632\,000 \text{ тг.}$$

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

Стоимость транспортировки руды по АТУ

$$C_{\text{под}} = Q_{\text{извл}} \cdot L_{\text{АТУ}} \cdot k_{\text{тр}}, \text{тг.},$$

$$C_{\text{под}} = 41\,292\,000 \cdot 4070 \cdot 0,1 = 16\,805\,844\,000 \text{ тг.}$$

где $k_{\text{тр}}$ - стоимость транспортировки 1 т руды по АТУ, тг/м

Продолжение приложения Г

Стоимость водоотлива

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

$$C_{\text{вод}} = 41\,292\,000 \cdot \frac{800}{2} \cdot 0,10 \approx 1651\,680\,000 \text{ тг.},$$

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

Стоимость ремонта надшахтных сооружений

$$C_{\text{нс}} = (0,164 + 0,07 \cdot A_2) \cdot T, \text{тг.}, \quad (\text{Г.18})$$

$$C_{\text{нс}} = (0,164 + 0,07 \cdot 1,3) \cdot 36 = 5,995 \text{ млн.тг} = 5\,995\,000 \text{ тг.}$$

Итого стоимость всего

$$\sum \mathcal{E} = 22\,967\,112\,600 \text{ тг.}$$

Удельные эксплуатационные расходы, отнесенные на извлекаемые запасы

$$\overline{C}_{\mathcal{E}} = \frac{\sum \mathcal{E}}{Q_{\text{извл}}}, \text{тг/т.},$$

$$\bar{C}_9 = \frac{22967112600}{41\,292\,000} \approx 556 \text{ тг/т.}$$

Себестоимость руды

$$C_9 = \bar{K} + \bar{C}_9, \text{ тг/т.},$$

$$C_9 = 27 + 556 \approx 583.$$

Приведенные затраты

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

где E – коэффициент эффективности капитальных вложений.

$$I = 583 + 0,15 \cdot 839 \approx 709 \text{ тг/т.},$$

Продолжение приложения Г

Результаты расчета сводим в таблицу Г.1

Таблица Г.1 - Критерии оптимальности

Наименование	Ед. изм.	Варианты	
		I	II
Капитальные затраты			
Проходка вертикального ствола	тг	364 000 000	204 400 000
Проходка вентиляционного ствол	тг	381 000 000	210 000 000
Проходка автотранспортного уклона	тг	-	18 315 000
Проходка квершлагов	тг	270 000 000	90 000 000
Проходка штреков	тг	561 600 000	561 600 000
Здания и сооружения	тг	3 456 000	5 832 000
Проходка и оборудование околоствольного двора	тг	13 512 000	-
Итого	тг	1 593 568 000	1 090 147 000
Удельные капитальные затраты на 1 т годовой добычи	тг/т	1226	839
Эксплуатационные расходы			
Поддержание вертикального ствола	тг	28 080 000	15 768 000
Поддержание вентиляционного ствола	тг	18 288 000	10 080 000
Поддержание слепого ствола	тг	-	26 373 600
Поддержание квершлагов	тг	28 080 000	32 400 000
Поддержание штреков	тг	18 288 000	42 120 000
Стоимость откатки по квершлагам	тг	4 645 350	280 000 000

Наименование	Ед. изм.	Варианты	
		I	II
		000	
Стоимость откатки по штрекам	тг	16 103 880 000	378 750 000
Подъем руды / Транспортировка по уклону	тг	10 735 920 000	6 028 632 000 16 805 844 0
Стоимость водоотлива	тг	1 651 680 000	1 651 680 000
Здания и сооружения	тг	5 995 000	5 995 000
Итого	тг	33 255 613 000	22 967 112 600
Себестоимость 1 т руды	тг/т	844	583
Приведенные затраты	тг/т	1 028	709

В результате анализа расчетов технико-экономических показателей двух вариантов и по минимуму приведенных затрат принимаем способ вскрытия - Основным вертикальным стволом, с транспортировкой руды с нижних горизонтов до ствола по автотранспортному уклону.

ПРИЛОЖЕНИЕ Д

Влияние горно-геологических и горнотехнических факторов на выбор системы разработки

Таблица Д.1 - Горно-геологические и горнотехнические факторы

Факторы, влияющие на выбор системы разработки	Характеристика фактора применительно к разработке данного месторождения	Возможные системы разработки по каждому из факторов
Постоянные факторы		
Форма рудного тела	Наклонные мощные	1, 3, 5
Мощность рудного тела, м	5 - 20	1, 3, 5
Угол падения, град	70 - 85°	3
Характер контакта рудного тела со вмещающими породами	Четкий, слабовыраженный	5
Переменные факторы		
Нарушение залегания	Сбросы, сдвиги	-
Устойчивость руды и другие ее физические свойства	14) устойчивые, ($f = 12 \div 14$)	2, 3, 5
Устойчивость вмещающих пород и другие их физические свойства	14) устойчивые, ($f = 12 \div 14$)	3, 4

Характер распределения рудных минералов в рудном теле	Равномерный	3
	Сложный	
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
Ценность руды	Ценные	4
Склонность руды к самовозгоранию, окислению, слеживанию	Нет склонности	3, 5
Глубина разработки рудного тела, м	От 200 до 1300	3
Гидрогеологические условия разработки	Средневодоносные	3
Возможность нарушения дневной поверхности	Не имеется	1
Прочие факторы, влияющие на выбор системы разработки	Сильно пересеченная местность	1, 2, 3, 5

ПРИЛОЖЕНИЕ Е

Расчет необходимого количества воздуха

По среднесуточной добыче горной массы

$$Q_{\text{ш}} = 1/60 \cdot T \cdot k \cdot g, \quad \text{м}^3/\text{с}, \quad (\text{Е.1})$$

$$Q_{\text{ш}} = 1/60 \cdot 3562 \cdot 1,2 \cdot 1,4 \approx 99,7,$$

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

k – коэффициент резерва воздуха;

g – норма воздуха.

По расходу ВВ

$$Q_{\text{ш}} = \frac{100 \cdot A \cdot b \cdot k}{60 \cdot C_k \cdot t} \quad \text{м}^3/\text{с}, \quad (\text{Е.2})$$

$$Q_{\text{ш}} = \frac{100 \cdot 2000 \cdot 0,004 \cdot 1,4}{0,0016 \cdot 30 \cdot 60} \approx 467 \quad \text{м}^3/\text{с},$$

где A – количество одновременно взрываемого ВВ, кг;

b – газовость ВВ, $\text{м}^3/\text{кг}$; 0,0048

k – коэффициент, учитывающий утечку воздуха;

C_k – допустимая концентрация условной окиси углерода, %;

t – время проветривания после взрыва, мин.

По количеству людей

$$Q_{\text{ш}} = 1/60 \cdot 6 \cdot k \cdot n, \text{ м}^3/\text{с}, \quad (\text{E.3})$$

$$Q_{\text{ш}} = 1/60 \cdot 6 \cdot 1,7 \cdot 107 = 19,$$

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

По выносу пыли

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

$$Q_{\text{ш}} = (140 \cdot 0,75 + 170,8 \cdot 0,6 + 60 \cdot 0,6 + 40 \cdot 0,6) \cdot 1,7 \approx 7,8,$$

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 ;

$V_{\text{онт}}$ – оптимальная скорость движения воздуха, $\text{м}/\text{с}$.

По ДВС

$$Q_5 = q_{\text{л.с.}} \cdot k_0 \cdot \sum (n \cdot N), \frac{\text{м}^3}{\text{мин}}, \quad (\text{E.5})$$

где $q_{\text{л.с.}}$ – норма подачи свежего воздуха на единицу мощности ДВС, равная $5,0 \text{ м}^3/\text{мин}$ на 1 л.с.;

k_0 – коэффициент одновременности работы самоходной техники;

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

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

$$Q_{\text{ДВС}} = 5 \cdot 0,8 \cdot 10 \cdot 350 / 60 = 317 \text{ м}^3/\text{с}$$

По наибольшему расходу воздуха принимаем $Q_{\text{ш}} = 467 \text{ м}^3/\text{с}$.

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	365	320
Число рабочих дней в неделю	7	6
Количество смен в сутки	1-3	1-3
Продолжительность смены, час	8	7

Численность трудящихся

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

Штатное расписание трудящихся на подземных работах приведено в таблице Ж.2. А фонд оплаты труда приведен в таблице Ж.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	5	5	5	15	1,5	22
Участковый геолог	ИТР	3			3	1	3
Участковый маркшейдер	ИТР	4			4	1	4
Ст. электромеханик рудника	ИТР	1			1	1	1
Электромеханик	ИТР	5			5	2	10
Нормировщик экономист	ИТР	2			2		2
Итого:		22	5	5	32		44
Забойные рабочие:							
Бурильщики (шпуров и скважин)	6	24	24	24	72	1,2	86
Машинист ПДМ	6	20	20	20	60	1,2	72
Взрывники	5	5	5	5	15	1,2	18
Крепильщики	5	8			8	1,2	10
Дежурные электрослесари	5	3	3	3	9	1,2	11

Итого:		60	52	52	164		197
---------------	--	-----------	-----------	-----------	------------	--	------------

Продолжение приложения 3

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	5	5	3	3	11		11
Водитель-машинист аварийной службы	5	1	1	1	3	1,5	4
Итого		6	4	4	14		21
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	5	1	1	7	1,5	11
Газоэлектросварщик (подз.)	5	2			2		2
Горнорабочий	3	9	9	9	27	1,5	40
Итого:		19	13	13	45		63
Всего подземные		107	74	74	255		325
<i>Поверхностные рабочие</i>							
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
<i>Поверхностные рабочие</i>							
Электрослесарь (слесарь) деж. по рем. обор-ния	5	5	5	5	15	1,5	22
Газоэлектросварщик	4	1	1		2		2
Замерщик на геолого-маркшейдерских работах	3	2			2		2
Табельщик-ламповщик	2	2	2	2	6	1,5	8
Плотник-кладовщик	4	1	1		2		2
Электрик	4	1	1		2		2
Такелажник	4	2	2		4		4
Дежурный лифтового подъема и маш. вентилятора главного проветривания	3	5	5	5	15	1,5	22
Гардеробщик	3	1	1	1	3	1,5	4
Машинист перекачной насосной	4	1	1	1	3	1,5	4
Итого:		21	19	14	54		81

Всего по руднику		13 7	10 1	96	334		439
-------------------------	--	-----------------------	-----------------------	-----------	------------	--	------------

Продолжение приложения Ж

Таблица Ж.4 - Основные технико-экономические показатели

Наименование показателей	Показатели
Балансовые запасы, т	42 624 000
Извлекаемые запасы, т	41 292 000
Годовая производительность рудника, т	1 300 000
Срок эксплуатации рудника, год	36
Себестоимость добычи 1 тонны, тг/т	14 300
Численность трудящихся, чел	334
Потери руды при добыче, %	7
Разубоживание, %	4
Плотность руды, т/м ³	3,7
Коэффициент разрыхления	1,5



Рисунок Г.2 - Вскрытие основным вертикальным стволом в лежащем боку, с переходом на транспортный уклон, вспомогательными стволами по флангам

Технико-экономические показатели вариантов

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

Капитальные затраты

Проходка главного вертикального ствола шахты

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

$$K_{\text{ст}} = 1300 \cdot 280\,000 \cdot 1 = 364\,000\,000 \text{ тг.}$$

где H - глубина вертикального ствола, м;

k - стоимость проходки ствола, тг/м;

n - количество стволов.

Проходка вентиляционных стволов

$$K_{\text{в}} = H_{\text{в}} \cdot k_{\text{в}} \cdot n_{\text{в}}, \text{ тг.}, \quad 2 \quad (\text{Г.3})$$

$$K_{\text{в}} = 1270 \cdot 150\,000 \cdot 2 = 381\,000\,000 \text{ тг.}$$

где H - глубина вентиляционного ствола, м;

k - стоимость проходки вентиляционного ствола, тг/м;

n - количество вентиляционных стволов.

Выбор рационального способа вскрытия месторождения

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

Из двух конкурентно способных способов вскрытия выбираем наиболее оптимальный.

1 Способ: Основным вертикальным стволом в лежащем боку, вспомогательными стволами по флангам и групповыми квершлагами (рисунок Г.1).

2 Способ: Основным вертикальным стволом в лежащем боку и с переходом на транспортный уклон, вспомогательными стволами по флангам (рисунок Г.2).

Критерием сравнительной оценки служит минимум приведенных затрат

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

где C_c - себестоимость руды, тг/т;

$K_{уд}$ - 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.

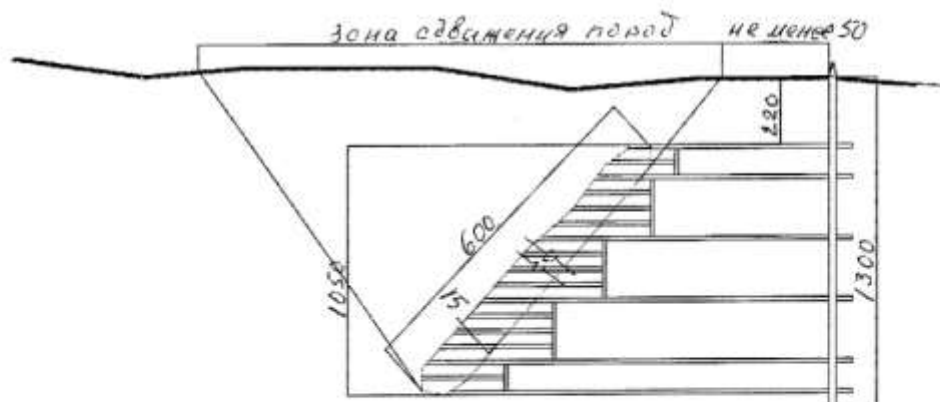


Рисунок Г.1 – Вскрытие основным вертикальным стволом в лежащем боку, вспомогательными стволами по флангам и групповыми квершлагами