

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ  
РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

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

Горно-металлургический институт им. О.А. Байконурова

Кафедра Горное дело

Шлентов Богдан Игоревич

**ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА**  
к дипломному проекту

Тема: Проект подземной разработки золоторудного  
месторождения «Юбилейное»

6B07205-Горная инженерия

Алматы 2024

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ  
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**

Зав. кафедрой «Горное дело»

д-р техн. наук, профессор

 Молдабаев С.К.

\_\_\_\_\_ 2024г.

**ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА**

к дипломному проекту

Тема: Проект подземной разработки золоторудного  
месторождения «Юбилейное»

6В07205-Горная инженерия

Выполнил

Рецензент



Сеньор-лектор

 Рустемов С.Т.

« 06 » май 2024г

Шлентов Б.И.

Научный руководитель

д.т.н, профессор

 Юсупов Х.А.

« 06 » май 2024г.

Алматы 2024

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ  
РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

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

Горно-металлургический институт им. О.А. Байконурова

Кафедра Горное дело



**УТВЕРЖДАЮ**  
Зав. кафедрой «Горное дело»  
д-р техн. наук, профессор  
Молдабаев С.К.  
\_\_\_\_\_ 2024г.

**ЗАДАНИЕ**

на выполнение дипломной работы

Обучающемуся Шлентову Богдану Игоревичу

Тема: «Проект подземной разработки золоторудного месторождения «Юбилейное»

Утверждена приказом по университету № 548-П/О от "04" 12 2023 г.

Срок сдачи законченного дипломного проекта «27» 05 2024 г.

Исходные данные к дипломному проекту: Общие сведения о месторождении,

горно-геологические условия, физико-механические характеристики горных

пород, обзорная карта месторождения

Перечень подлежащих разработке в дипломном проекте вопросов или краткое их содержание дипломного проекта

1. Горно-геологическая характеристика месторождения
2. Схема вскрытия, выбор системы разработки месторождения
3. Охрана труда. Охрана окружающей среды
4. Экономическая часть

Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертей):  
представлены \_\_\_\_\_ слайдов презентации работы

Рекомендуемая основная литература:








- 1 Голик В.И. Подземная разработка месторождений: Учебное пособие / В.И. Голик. – М.: Инфра-М, 2017. – 384 с.
- 2 Багазеев В.К., Валиев Н.Г., Кокарев К.В. Процессы подземной разработки рудных месторождений: Учебное пособие / 2016. – 198 с.
- 3 Хоменко О.Е., Кононенко М.Н. Вскрытие и подготовка рудных месторождений при подземной разработке / Нац. горн. ун-т. – Д.: НГУ, 2016 – 101 с.

**ГРАФИК**  
подготовки дипломного проекта

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю и консультантам	Примечание
Общие сведения о месторождении	10.01.2024	
Горная часть	07.02.2024	
Вскрытие и подготовка месторождения	04.03.2024	
Выбор системы разработки. Транспорт и аэрология	03.04.2024	
Техника безопасности и охрана труда	10.04.2024	
Экономическая часть	24.04.2024	

**подписи**

консультантов и нормоконтролера на законченный дипломный проект с указанием относящихся к ним разделов проекта

Наименования разделов	Ф.И.О консультанты (уч. степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Общие сведения о месторождении	Х.А. Юсупов	10.01.2024	
Горная часть	Х.А. Юсупов	07.02.2024	
Вскрытие и подготовка месторождения	Х.А. Юсупов	04.03.2024	
Выбор системы разработки. Транспорт и аэрология	Х.А. Юсупов	03.04.2024	
Техника безопасности и охрана труда	Х.А. Юсупов	10.04.2024	
Экономическая часть	Х.А. Юсупов	24.04.2024	
Нормоконтроль	Д.С. Мендекинова	31.05.2024	

Научный руководитель  Х.А. Юсупов

Задание принял к исполнению студент  Б.И. Шлентов

Дата " 11 " 12 2023 г.

## **АНДАПТА**

Бұл дипломдық жобада AltynEx Юбилейный алтын кен орнын игеру әдісі, аршу схемасы және игеру жүйелері қарастырылады. Бірінші бөлімде кен орнының бес кен денесінің геологиялық құрылымы сипатталған. Дипломдық жұмыстың екінші бөлімінде кен орнын игеру әдісін таңдау және аршудың оңтайлы сұлбасын таңдау қысқаша қарастырылады. Үшінші және төртінші бөлімдер тау-кен жүйелерін таңдауға, ұзын қабырғалы және шахталық желдету процестеріне, сонымен қатар экономикалық бөлімге арналған.

## **АННОТАЦИЯ**

В данном дипломном проекте рассматриваются способ разработки, схема вскрытия и системы разработки золоторудного месторождения Юбилейное компании “AltynEx”. В первом разделе описывается геологическое строение пяти рудных тел месторождения. 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 Yubileyniy golden field of “AltynEx” LLC. The first section describes the geological structure of the five ore bodies of the field. 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 Горно-геологическая характеристика месторождения .....	10
1.2 Запасы месторождения .....	13
2 Горная часть .....	14
2.1 Выбор способа разработки месторождения .....	14
2.2 Годовая производственная мощность рудника .....	14
2.3 Срок существования подземного рудника .....	14
3 Вскрытие и подготовка месторождения .....	16
3.1 Выбор рациональной схемы вскрытия .....	16
3.2 Выбор способа подготовки шахтного поля .....	17
4 Выбор системы разработки месторождения .....	18
4.1 Выбор оптимальной системы разработки по методике академика О.А. Байконурова .....	18
4.2 Варианты рассматриваемых систем разработки .....	22
5 Рудничный транспорт и подъем .....	26
5.1 Техника безопасности при работе самоходного оборудования .....	26
6 Рудничная аэрология .....	28
7 Генеральный план .....	29
8 Охрана труда .....	31
8.1 Анализ опасных, производственных и природных факторов .....	31
8.2 Мероприятия по охране труда .....	32
8.3 Борьба с обрушением кровли .....	32
8.4 Меры безопасности эксплуатации подземного склада взрывчатых веществ .....	32
9 Экономическая часть .....	34
ЗАКЛЮЧЕНИЕ .....	37
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ .....	38
ПРИЛОЖЕНИЕ А .....	..
ПРИЛОЖЕНИЕ Б .....	..
ПРИЛОЖЕНИЕ В .....	..
ПРИЛОЖЕНИЕ Г .....	..
ПРИЛОЖЕНИЕ Д .....	..
ПРИЛОЖЕНИЕ Е .....	..

## ВВЕДЕНИЕ

Новая Концепция развития горно-металлургического комплекса Казахстана до 2030 года предусматривает лучший международный опыт недропользования, включая вопросы госуправления в отрасли, внедрения новых технологий и стандартов, повышения инвестиционной привлекательности, сообщил заместитель Премьер-Министра - министр индустрии и новых технологий Асет Исекешев в ходе IV Международного горно-металлургического конгресса «Astana Mining & Metallurg», передает сайт премьер-министра РК.

«Понимая всю важность отрасли для экономики, необходимо формирование стратегического видения с учетом тех вызовов, которые сейчас есть в мире, поэтому нами разработан новый мастер-план развития горно-металлургического комплекса до 2030 года. На основе этого мастер-плана разрабатывается Концепция развития горно-металлургического комплекса до 2030 года, которая будет учитывать ответы на все вызовы», - сказал А. Исекешев.

Вице-премьер отметил, что при разработке стратегии будет учитываться баланс между экономическими интересами участников и социальной ответственностью, баланс между конкурентоспособностью и экологическими требованиями.

«В рамках планируемой стратегии будет завершена работа по совершенствованию законодательной базы, улучшено государственное регулирование отрасли, мы перейдем на международные стандарты, мы внимательно изучаем опыт Австралии, Канады, Бразилии и других стран», - добавил он.

А.Исекешев подчеркнул, что «планируется сейчас уже внести изменения в закон «О недропользовании», также серьезные поправки будут внесены с точки зрения повышения инвестпривлекательности данного комплекса и серьезного упрощения процедур недропользования».

По его словам, Концепция также предусматривает расширение воспроизводства минерально-сырьевой базы, создание современной системы управления недрами, привлечения лучших технологий для разведки, увеличения глубины, комплексной и рациональной переработки минерального сырья. Для этого реализуется 13 критических технологий в секторе ГМК, которые будут разрабатываться нашими учеными совместно с зарубежными партнерами..

«Сейчас по крупным предприятиям - Арселор, ENRS, Казахмыс, Казцинк идет реализация программы модернизации. Они все ориентируются на повышение производительности, снижение себестоимости, и повышение уровня энергоэффективности, вокруг них появляются компании - поставщики и переработчики их продукции из числа малого и среднего бизнеса», - заключил глава Мининдустрии.



## 1 Общие сведения о месторождении

Золоторудное месторождение Юбилейное находится на территории Мугалжарского района Актюбинской области Республики Казахстан, в 250 км к юго-востоку от областного центра г. Актобе и имеет географические координаты: 48°55'15"с.ш., 58°41'30" в.д.

Ближайшая железнодорожная станция Жем (город Эмба) Западно-Казахстанской железной дороги находится в 45 км к западу от месторождения.

Ближайшим населенным пунктом является горняков, который находится примерно в 2 км восточнее месторождения и поселок Новогодний - в 25 км.

Обзорная карта района месторождения приведена на рисунке 1.1, Приложение А.

Населенные пункты связаны дорогами второй категории, представляющими собой сочетание асфальтированных и грунтовых дорог. К руднику можно добраться по всепогодной грунтовой дороге из г. Эмбы, а также имеется магистральная железнодорожная линия, и асфальтированная магистральная трасса из областного центра г.Актобе, в 250 км на северо-запад.

Район месторождения в геоморфологическом отношении представляет собой сочетание низкорного, мелкосопочного и степного рельефа. Центральную и восточную части территории района занимают меридионально вытянутые невысокие Мугоджарские горы с абсолютными отметками от 330 до 450 м, в западном направлении горный ландшафт постепенно сменяется мелкосопочным, а затем, на удалении примерно 10 км от месторождения, переходит во всхолмленную степь.

Поверхность непосредственно участка месторождения представляет собой всхолмленную пенеппенизированную равнину с абсолютными отметками от 410 до 450 м, нарушенную в центральной части чашей карьера глубиной до 90 м. К северо-западу и юго-востоку от карьера расположены отвалы вскрышных пород высотой до 20-30 метров.

Территория предприятия характеризуется типичным резко-континентальным климатом с холодной малоснежной зимой и сухим жарким летом. Самые холодные месяцы - январь и февраль, и самый теплый месяц - июль. Морозы с октября по апрель.

Абсолютный минимум температуры - минус 42°С, максимум - плюс 43 °С. Среднегодовая температура - плюс 4,8°С.

Годовое количество осадков колеблется от 120 до 330 мм, среднемноголетняя норма осадков - 251 мм (по ГМС Эмба). Максимум осадков приходится на весенний и осенний период. Снежный покров обычно непрерывен с ноября до апреля. Толщина снежного покрова варьируется и может достигать 2 м. Грунт промерзает на глубину 50-60 см. Для района характерны почти постоянно дующие ветры северо-восточного направления, летом сопровождающиеся пыльными бурями, зимой - снежными бурями. Средняя скорость ветра составляет 10-15 м/сек.



Гидрографическая сеть района месторождения развита весьма слабо и представлена небольшими речками со значительно выровненным базисом эрозии. Наиболее крупная река Кундузды протекает в 3 километрах к северу, имеет постоянный сток только в весенние паводковые периоды. Ее максимальная полноводность отмечается во время весенней оттепели, а летом она обычно пересыхает, образуя отдельные водяные ямы. Паводок на реке Кундузды начинается в последних числах марта, максимальное повышение уровня приходится на начало апреля и составляет от 1,65 до 2,82 м. Конец паводка выпадает примерно на середину апреля. Среднегодовой сток реки равен 0,33 м<sup>3</sup>/с. Наибольший кратковременный расход весенних паводковых вод составляет до 140 м<sup>3</sup>/с. Среднегодовой общий годовой объем стока реки, который наблюдается, в основном, начиная с марта и по август месяц, составляет примерно 125,8 тыс. м<sup>3</sup>. Временные водотоки, образующиеся в паводковые периоды и впадающие в реку Кундузды, также почти полностью пересыхают в летний период. Возле поселка Алтынды на реке построена плотина, за счет чего образован небольшой искусственный водоем емкостью около 5,0 млн. м<sup>3</sup>. Вода из водохранилища используется на хозяйственно бытовые нужды населения и техническое водоснабжение. Довольно многочисленные родники, характеризующиеся водой хорошего (часто питьевого) качества не каптируются, так как имеют незначительные дебиты.

Растительный покров скуден и представлен, в основном, типчаково-ковыльными травами, полынью и кустарниками, типичными для степной местности. Местная фауна представлена волками, лисами, барсуками, зайцами, кабанями и сусликами.

Электроэнергией производство обеспечивается ВЛ 110 кВ протяженностью 45 км от подстанции Эмба до пос. Алтынды. Линия заканчивается на подстанции, расположенной рядом с надшахтными зданиями и сооружениями. На подстанции электроэнергия преобразуется в 35 кВ для подачи потребителям дальше в восточном направлении и 6,6кВ для электроснабжения рудника и поселка.

К востоку от месторождения проложен газопровод Бухара-Урал, ближайшая газокompрессорная станция расположена в 35 км (ГКС-13).

Питьевая вода подается из скважин, пробуренных на южной границе поселка, и из небольшого водохранилища на реке Кундузды. Несмотря на наличие многочисленных родников, местная гидрографическая сеть довольно скудная, непрерывные водотоки отсутствуют, имеются безымянные пересыхающие водотоки. Для бытовых и питьевых нужд используются подземные воды.

Район месторождения малонаселенный и в экономическом отношении развит весьма слабо. Небольшая часть местного населения занята в горнодобывающей отрасли на руднике «Юбилейный». Административно-жилой комплекс находится в поселке Алтынды, который является источником неквалифицированной рабочей силы.

## 1.2 Горно-геологическая характеристика месторождения

Рудные тела месторождения Юбилейное представляют собой штокверковые зоны, образованные густой сетью кварцевых прожилков с магнетитом (дорудные) и кварц-сульфидных с золотом (рудные) прожилков мощностью 0,1-10 см, различной ориентировки и взаимных пересечений типа замещения и выполнения открытых трещин.

Форма и размеры рудных тел определяются критериями оконтуривания.

В подсчете запасов месторождения «Юбилейное» 1996 года по кондициям для подземной отработки (бортовое содержание золота 3 г/т) в центральной части месторождения были оконтурены четыре главных рудных тела: Центральное, Северное, Западное и Юго-Восточное. Рудные тела крутопадающие (75-90°), с мощностью от 5 до 40 м, прослежены до глубины 500 м.

В подсчете запасов месторождения 2013 года по кондициям для открытой разработки (бортовое содержание золота 0,7 г/т) Центральное, Юго-Восточное, Северное и Западное рудные тела объединены в Центральное рудное тело (ЦРТ). Кроме Центрального рудного тела, выделены группа Параллельных рудных тел (ПРТ), зона Новых рудных тел (НРТ), зона Западных рудных тел (ЗРТ).

Центральное рудное тело (ЦРТ) - наиболее крупное, представляет собой сужающуюся к низу конусообразную штокверковую зону. Размеры ЦРТ в плане на отметке плюс 390 м существующего карьера составляют в меридиональном направлении 300 м и 180-200 м в широтном. С глубиной размеры ЦРТ постепенно уменьшаются. Форма Центрального рудного тела осложнена большим количеством апофиз и многочисленными мелкими линзовидными рудными телами-сателлитами.

Рудное тело прослежено на глубину более 600 м от поверхности.

Группа Параллельных рудных тел (ПРТ) локализуется в эффузивах основного состава на удалении на 200 м к юго-востоку от штока плагиогранит-порфиров. По данным бурения они протягиваются в плане в субширотном направлении, азимут 75-80°. Падение тел на юг-юго-восток под углами 50-80°. Мощность тел варьирует от 2 м до 6-7 м.

Группа Новых рудных тел (НРТ) расположена в 200 м к северо-востоку от ЦРТ. Расположение рудных тел контролируется зоной разломов меридионального направления.

Группа Западных рудных тел (ЗРТ) подсечена разведочными скважинами на расстоянии в 150-480 м от западной границы существующего карьера, состоит из нескольких линзовидных рудных тел.

В 2015 году подсчитаны запасы доразведанного на глубоких горизонтах Юго-Восточного рудного тела, по кондициям для подземной отработки (бортовое содержание золота 3,0 г/т).

Юго-Восточное рудное тело (ЮВРТ) находится в 152 м юго-восточнее Центрального рудного тела, имеет субмеридиональное простираение и

эллипсоидную форму размерами 130x110 м. Северо-восточный контакт рудного тела характеризуется северо-восточным падением под углами 86-88°. Руды Юго-Восточного рудного тела полностью находятся в андезито-базальтах [1].

Верхняя граница рудного тела находится на глубине 450 м, по падению оно пока не оконтурено, предположительно распространено до глубины 1200 м.

Характеристика рудных тел месторождения «Юбилейное» приведена в таблице Д.1, Приложение Д.

Геолого-промышленный тип месторождения в подсчетах запасов определен как: золото-порфировое, медь содержащее, штокверкового типа.

Состав руд месторождения обусловлен развитием метасоматических и гидротермальных процессов, сформировавших рудные тела месторождения.

Основную массу руд месторождения «Юбилейное» составляют первичные сульфидные руды. Для руд характерны вкрапленная, прожилково-вкрапленная и прожилковая текстура. Общее содержание сульфидов обычно 1-3%, редко достигает до 10%. По минеральному составу руды относятся к кварц-сульфидному золото-медному типу [2].

С поверхности руды подверглись гипергенным изменениям, сформировавшим зону окисления мощностью 40-50 м. Зоны окисленных и смешанных руд в настоящее время отработаны.

Золото является главным промышленно ценным компонентом руд месторождения. Преимущественно представлено оно самородной формой и чаще всего ассоциирует с кварцем, образуя в нем тонкодисперсные (0,005-0,01 мм) и более крупные (0,02-0,2 мм) выделения овальной, каплевидной и изометрической формы с преобладанием размеров 0,01-0,05 мм. Наблюдается золото также в сростках с сульфидами (пиритом, халькопиритом, блеклой рудой, борнитом, реже со сфалеритом) и в виде включений в халькопирите и пирите размером 0,003-0,02 мм. Пробность золота составляет 86-93 %, иногда встречаются мелкодисперсные образования электрума.

Среднее содержание золота в запасах, принятых к проектированию подземного рудника (бортное содержание Au 3,0 г/т) - 6,2 г/т; среднее содержание золота в запасах, принятых к проектированию карьера (бортное содержание Au 0,7 г/т) - 1,9 г/т.

Попутными полезными компонентами руд месторождения «Юбилейное» являются медь и серебро. Кроме того, присутствует сульфидная сера, а также отмечается наличие значительного количества кремнезема.

Медь в рудах месторождения характеризуется условно невысокими содержаниями. Основным минералом меди является халькопирит, который в рудах присутствует в виде тонкой вкрапленности, образуя скопления неправильной формы между зернами кварца и пирита. Другие рудные минералы - сфалерит, галенит, антимонит встречаются в незначительных количествах в ассоциации с пиритом и халькопиритом. В соответствии с Протоколом ГКЗ №1965-18-У запасы меди во всех типах руд отнесены к забалансовым.

Серебро содержится в рудах месторождения также в весьма незначительном количестве. Электрум и самородное серебро иногда проявляются в виде мельчайших тонкодисперсных выделений. Формы их выделения и взаимоотношения с другими минералами подобны образованиям золота.

Среднее содержание серебра в запасах, принятых к проектированию подземной отработки - 4,0 г/т; среднее содержание серебра в запасах, принятых к проектированию открытой разработки - 2,1 г/т.

Распределение золота и других полезных компонентов в рудных телах крайне неравномерное. Существенной корреляции между золотом и другими полезными компонентами не выявляется.

Общее количество серы в рудах по данным химических анализов изменяется в пределах 0,3-3,4%, среднее ее содержание составляет 0,7-1,1%. При этом основную часть представляет сульфидная сера.

Во вкрапленных кварцево-сульфидных рудах кроме золота, меди и серебра содержатся мышьяк (среднее содержание по групповым пробам 0,03%) и сурьма (среднее содержание по групповым пробам менее 0,01 %). Мышьяк и сурьма относятся к вредным примесям; в этом качестве они характеризуются низкими содержаниями. Спорадически обнаруживаются цинк (от 0,01 до 0,2%), свинец, молибден, скандий, галлий, иттрий, иттербий, висмут, вольфрам в пределах до тысячных долей процента.

К вредным примесям, в случае использования данных руд в качестве флюсового сырья, относится глинозем (трехокись алюминия). Глинозем содержится в количестве от 5,2 до 13,7%, при средних его значениях 7-11%, превышая допустимые пределы (6-10%).

Всего по месторождению было отобрано 15 технологических проб руды, из них 3 полупромышленные. С целью технологического картирования руд месторождения также произведен отбор 20 малых технологических проб.

Изучение обогатимости золотосодержащих руд месторождения проводилось с 1968 г. по 2017 г.: ЦПИГРИ (1968 г.), Каззолото (1969, 1979, 1984 гг.), Казмеханобр (1969, 1996, 1997, 2011 гг.), КазИМС (1975-1997 гг.), КазЦинк (2009г.) и ВНИИЦВЕТМЕТ (2009, 2010 гг.). Технология прямого цианирования руды была предложена к внедрению ЗАО «Механобр инжиниринг» и ООО «НИЦ «Гидрометаллургия» в 2013-2014 гг.

В 2017г. исследования были продолжены во ВНИИцветмет. Предложена технология, которая предусматривает переработку руд месторождения методом сорбционного выщелачивания.

При содержании золота в руде 1,4 г/т извлечение на стадии переработки растворов 98,9 %. Извлечение в товарную продукцию сплав Доре составит 83,4 %.

При извлечении золота из руды также попутно извлекается серебро. Извлечение серебра на стадии выщелачивания составляет 60 %, на стадии переработки растворов 84,3 %. Более низкое извлечение серебра в товарную продукцию на стадии переработки, в конечном счете, с хвостами цианирования.

В отличие от серебра медь является вредной примесью. Низкое содержание меди в руде 0,11 % находится на уровне хвостов флотации руд ряда месторождений Казахстана и не позволяет экономически приемлемыми способами получать медный концентрат. Также, как и серебро, большая часть меди не осаждается на уголь и после обезвреживания цианидов в виде нерастворимых соединений остается в твердой фазе хвостов цианирования. Попутное извлечение меди в товарную продукцию по принятой технологии составляет всего 3%. Такое низкое извлечение означает, что медь дает отрицательные эффекты на экономику проекта в целом.

Физико-механические свойства пород и руд приведены в таблице Д.1, приложение Д.

Кроме того, приведены прочностные характеристики литологических разновидностей пород, руд, тектонических нарушений, принятые в расчетах генеральных углов наклона бортов для проектного карьера глубиной 500 м. Полученные в этой таблице данные могут являться основой для инженерно-геологического районирования месторождения.

### **1.3 Определение запасов месторождения**

Для расчёта балансовых запасов золоторудного месторождения “Юбилейное” было задействовано программное обеспечение MicroMine для подземных горных работ. Кроме того, данное ПО применялось в последующем для создания блочной модели месторождения, оценки разведанности запасов и их качества.

В процессе проектирования с помощью ПО MicroMine было определено пространство недр, разработанное открытым способом на момент проектирования предприятия. Посредством создания каркасной модели существующего карьера и цифровой модели поверхности (ЦМП) были установлены как исходные условия для строительства рудника, так и запасы, подлежащие промышленной разработке. Кроме того, была создана интерактивная модель будущего месторождения, доступная к редактированию как в процессе проектирования, так и в процессе непосредственно промышленной разработки объекта проектирования.

Согласно геологическим данным, занесённым в ПО MicroMine, балансовые запасы месторождения “Юбилейное” составляют 1,157,248 тонн. С учётом проектных значений коэффициентов извлечения и разубоживания, извлекаемые запасы месторождения будут равны 1,206,600 тонн.

Подробная расшифровка запасов месторождения по горизонтам приведена в таблице В.1, приложение В.

## **2 Горная часть**

### **2.1 Выбор способа разработки месторождения**

### **2.2 Годовая производственная мощность рудника**

Годовой производительностью рудника является количество полезного ископаемого, подлежащее выемке на поверхность в процессе промышленной разработки месторождения, за календарный год, согласно Проекту Промышленной Разработки (ППР) месторождения. Значение годовой производительности является одним из основных показателей рудника и определяется исходя из горно-геологических условий, маркетинговых исследований, а также технических возможностей.

Годовая производительность рудника рассчитывается исходя из геологических запасов месторождения с учётом ряда горно-геологических условий. Обычно данный показатель рассчитывается до начала разработки на этапе проектирования работ [3].

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

- размеры сечения горных выработок;
- на типы и мощность используемого горного оборудования;
- на вид, конструкцию и размеры технологических сооружений и зданий;
- на применяемые технологии подготовки, выемки и переработки полезного ископаемого
- на принятые способы транспортировки полезного ископаемого до конечного потребителя, и так далее.

Согласно проведённому маркетинговому исследованию, а также с учётом текущих технических возможностей, для рудника установлена годовая производительность в 300 тысяч тонн в год.

Общая модель месторождения приведена на рисунке 2.1.

### **2.3 Срок существования подземного рудника**

Срок существования рудника определяется на этапе проектирования и определяет продолжительность действия контракта или лицензии на недра и недропользование. Срок существования рудника делится на три основных периода: срок строительства, срок разработки и срок затухания (ликвидации) рудника. При определении длительности существования рудника необходимо учитывать период промышленной разработки с учётом неравномерной производительности рудника в течении срока промышленной разработки. Кроме того, в этот показатель закладывается время на строительство рудника, которое зависит от сроков возведения капитальных и временных сооружений, вскрытия и проходки горных капитальных выработок. После окончания промышленной разработки и согласования результатов работ с

Государственной комиссией по запасам (ГКЗ) подписывается соответствующий акт, и наступает период ликвидации последствий промышленной разработки месторождения, который обычно составляет 2 года. [3]

Расчётный показатель срока существования рудника может отличаться от фактического в силу того, что на первых порах промышленной разработки рудник не работает на принятой проектом производительности. Период строительства и затухания рудника был принят согласно рекомендациям Министерства индустрии и инфраструктурного развития Республики Казахстан.

Срок существования рудника составил 8 лет.

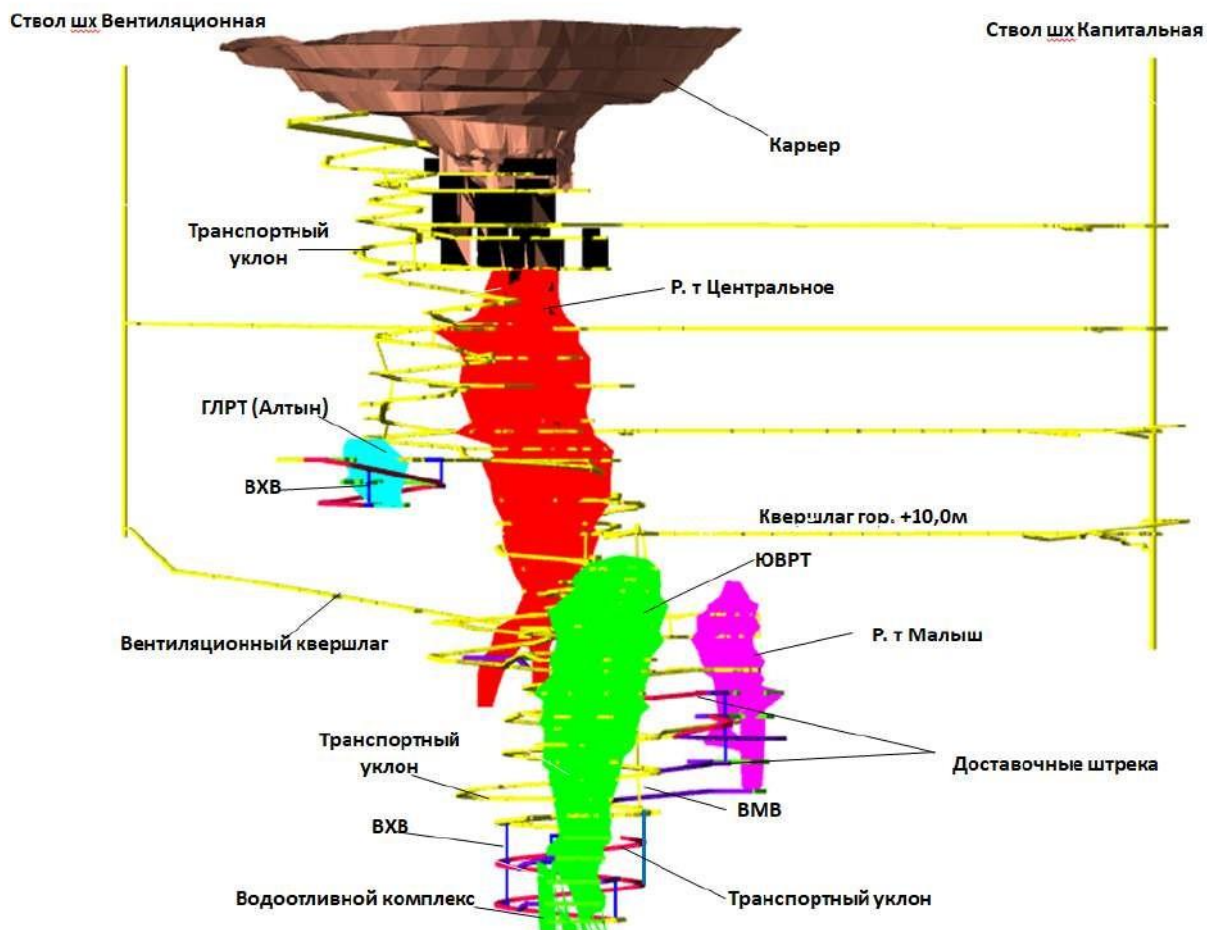


Рисунок 2.1 Общая модель месторождения Юбилейное в ПО MicroMine



### **3 Вскрытие и подготовка месторождения**

#### **3.1 Выбор рациональной схемы вскрытия**

Схема вскрытия месторождения определяет процесс строительства капитальных сооружений и проходки капитальных горных выработок для доступа к рудному телу и транспортировки полезного ископаемого на поверхность. Выбор схемы вскрытия и места проходки вскрывающих выработок выполняется на основе технико-экономического сравнения возможных вариантов.

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 лежачем боку, вспомогательными стволами по флангам и групповыми квершлагами.

Вариант 2. Основным вертикальным стволом в лежачем боку, с переходом на транспортный уклон, вспомогательными стволами по флангам и параллельно транспортным уклоном с нерабочего борта карьера.

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.

Для выбора оптимальной схемы вскрытия и места расположения главных вскрывающих выработок и вспомогательных вентиляционных стволов было задействовано программное обеспечение MicroMine для подземных горных работ. Посредством создания блочной модели группы месторождений было определено оптимальное расположение главного вертикального ствола, а также вспомогательного вентиляционного ствола.

В результате анализа расчетов технико-экономических показателей двух вариантов и по минимуму приведенных затрат, а также средств автоматизированного проектирования MicroMine, принимаем 2 способ вскрытия. Главный и вспомогательный стволы будут расположены за зоной сдвига горных пород. С нерабочего борта карьера будет проведен транспортный уклон. Выбранная схема вскрытия отвечает требованиям безопасности, а также требуемым экономическим показателям рудника.

### **3.2 Выбор способа подготовки шахтного поля**

Подготовкой шахтного поля называют разделение его на этажи проведением откаточных штреков и ортов, а также разделение этажа на блоки проведением восстающих. Блоком называется выемочный участок в пределах этажа, для отработки которого применена в полном комплекте та или иная система разработки.

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 60 м..

## 4 Выбор системы разработки месторождения

### 4.1 Выбор оптимальной системы разработки по методике профессора 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 Месторождения Юбилейное.

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;

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, $K_{\text{п}}$	Единица измерения	Критерии оптимальности			Наилучшие показатели критериев оптимальности	Максимальные показатели критериев оптимальности	Минимальные показатели критериев оптимальности
		Система с закладкой пространства	Система с подэтажным обрушением	Система с обрушением и выемкой целиков			
		1 вар.	2 вар.	3 вар.			
Коэффициент частоты несчастных случаев ( $K_{\text{ч}}$ )		80	50	60	50	80	50
Коэффициент тяжести травматизма ( $K_{\text{т}}$ )		50	35	40	35	50	35
Производительность выемочной единицы	т/см	110	100	80	110	110	80
Себестоимость добычи	\$/т	75	99	105	75	105	75
Коэффициент извлечения	дол ед	0,88	0,93	0,94	0,94	0,94	0,88
Коэффициент разубоживания	дол ед	0,18	0,06	0,04	0,04	0,18	0,04
Коэффициент эффективности системы	дол ед	1	0,93	0,8	1	1	0,8

разработки							
Промышленная ценность руды	\$/т	1700	2000	1900	2000	2000	1700
Удельный объем подготовительно-нарезных выработок	м/1000т	28	18	22	18	28	18
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:

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

по проф. С.В.Цой,

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

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 <sub>ч</sub> )		1,00	0,00	0,33
Коэффициент тяжести травматизма (К <sub>т</sub> )		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		

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

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

$$R_j = \sqrt{J_{jp^1}^{jp^2} + J_{jp^2}^{jp^2} + \dots + J_{jp^n}^{jp^2}}, \quad (4.2)$$

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

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

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

По показателю наименьшей нормы вектора выбирается окончательная целесообразная система разработки. В данном случае наилучшей нормой вектора является  $R_2=0,96$ , которая соответствует «системе с поэтажным обрушением».

## 4.2 Варианты рассматриваемых систем разработки

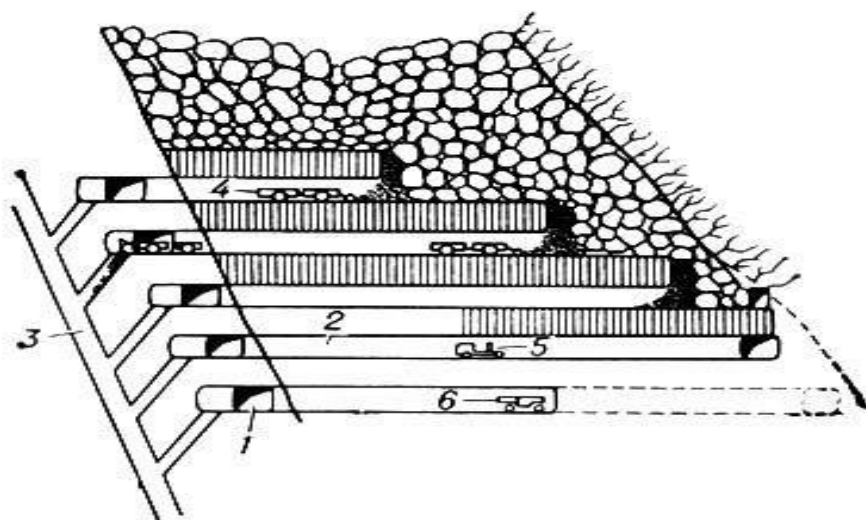


Рисунок 4.1 – Система разработки с подэтажным обрушением

Сущность системы разработки месторождений с подэтажным обрушением заключается в предварительной подготовке залежей этажными квершлагами высотой 40-80 метров с последующим разделением этажа на подэтажи меньшей высоты. В случае повышенной устойчивости породного массива допускается применение минимальной высоты этажа. Таким образом в том числе повышается производительность рудника.

В случаях применения такой системы выпуск руды осуществляется либо донным, либо торцевым способом. Донный выпуск предполагает обрушение подэтажа и последующий выпуск руды через выпускные воронки. В случае торцевого выпуска взорванная руда выпускается с бокового фронта месторождения.

Данная система разработки пришла на смену устаревшей системы разработки с подэтажной выемкой полезного ископаемого в силу развития технических средств разработки МПШ.

В качестве способа отбойки руды применяют только скважинную отбойку с веерообразным взаимным расположением скважин. [9]

В силу своей экономической эффективности, местных горно-геологических условий, а также низкой степени травматизма и частоты несчастных случаев, данная система разработки будет применена на объекте проектирования. [8]



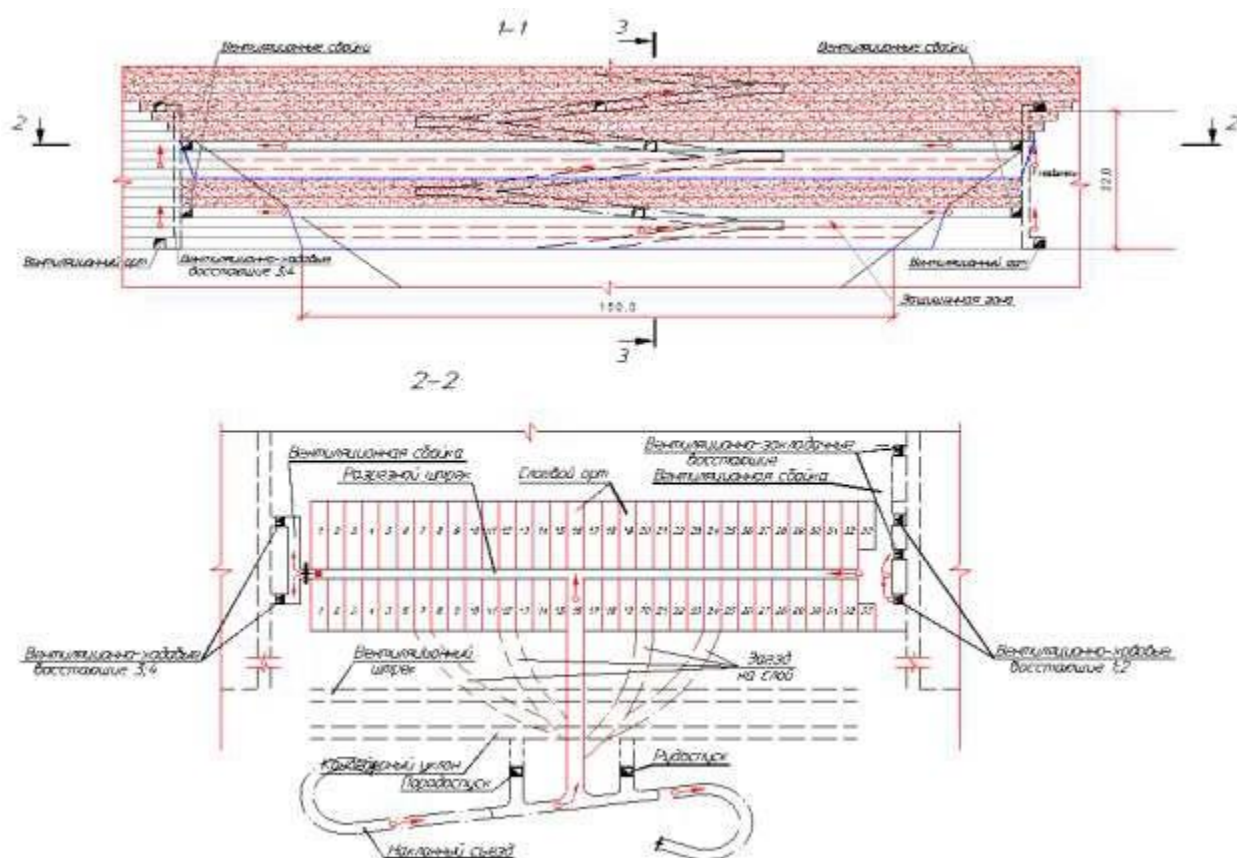


Рисунок 4.2 – Система горизонтальными слоями с закладкой в нисходящем порядке

Сущность системы разработки горизонтальными слоями с закладкой в нисходящем порядке состоит в том, что залежь, подготовленную этажным способом, разделяют на отдельные выемочные блоки, запасы в которых отрабатывают сверху вниз с применением самоходного оборудования, выработанное пространство заполняют гидравлической закладкой.

Такая система применяется при недостаточной устойчивости налегающих пород, так как при разработке месторождения в нисходящем порядке забойные рабочие подвержены потенциальной угрозе обрушения вышележащих пород кровли. Для недопущения разрушительного действия горного давления и последующей релаксации пород кровли применяют твердеющий состав, называемый закладкой.

Обычно закладка состоит либо из разрыхленных пустых пород, либо из специальных составов на основе цемента и прочих строительных материалов. В случае разработки месторождения системой с закладкой значительно возрастают эксплуатационные расходы предприятия, так как большую часть выработанного пространства приходится заполнять тексотропным составом. [7]

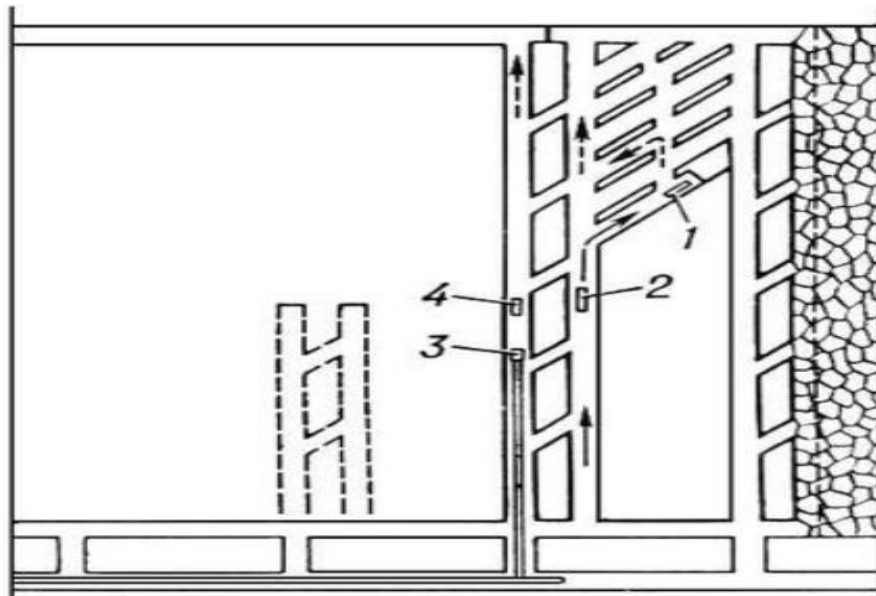


Рисунок 4.3 – Система разработки с обрушением и последующей выемкой целиков

Сущность системы разработки с обрушением и последующей выемкой целиков заключается в подготовке залежи штреками и ортами, между которыми расположены целики. Целиками называется некоторый объем полезного ископаемого, который намерено не подлежит разработке на некоторых этапах промышленной разработки месторождения. В последующем целик может быть извлечён в отступающем порядке с последующим обрушением поддерживаемым им массива. Такой способ поддержания выработанного пространства называют естественным. [12]

На практике при разработке золоторудных месторождений системы разработки месторождений с оставлением целиков применяются редко в силу ценности самой золотой руды. Однако в приведённом случае целик подлежит последующей выемке, что делает систему потенциально пригодной к внедрению на предприятие.

Кроме экономической целесообразности следует учитывать травмоопасность такой системы, а также возможное число несчастных случаев в результате преждевременного обрушения пород кровли. Несмотря на потенциальное экономические преимущество той или иной системы разработки, следует учитывать все возможные риски, сопряженные с промышленной разработкой месторождений полезных ископаемых. [10]

В нашем конкретном случае, для минимизации рисков при проведении горных работ данная система будет применяться только на отдельно взятых горизонтах в случаях, соответствующих требованиям безопасности, технологичности и экономической целесообразности.

## 5 Рудничный транспорт и подъем

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

- для проходки выработок применяется погрузо-доставочная машина САТ-R1600;

- выпуск руды из камер и транспортировка руды до рудоспуска погрузо-доставочной машиной САТ 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.

### 5.2 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.

Окись 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.

К работе на тракторах, комбайнах и других самоходных сельскохозяйственных машинах допускаются лица, имеющие удостоверение на право управления соответствующей машиной и прошедшие инструктаж на рабочем месте.

До начала работы механизатор должен проверить состояние рулевого управления, муфты сцепления, тормозов, гидравлической системы трактора, комбайна и другой самоходной машины, а также комплектность и исправность всех машин, входящих в агрегат.

Участки предварительно обследуют и опасные места (ямы, канавы, камни и другие плохо заметные препятствия) обозначают вешками. Границы участков, прилегающих к оврагам или обрывам, обозначают контрольной бороздой.

Перед запуском двигателя необходимо установить рычаг переключения передач и рычаги распределителя гидравлической системы в нейтральное положение и выключить вал отбора мощности.

При запуске двигателя запрещается наматывать на руку шнур пускового двигателя; вращать вал пускового двигателя руками (при наматывании пускового шнура) без предварительного выключения зажигания; ставить ногу на гусеницу или каток.

Перед началом движения оборудования оператор должен убедиться в отсутствии людей перед агрегатом и машинами, а также вблизи них; проверить, занял ли обслуживающий персонал рабочие места; подать предупредительный сигнал о начале движения и дождаться получения ответного сигнала. При движении агрегата механизатор обязан: следить за состоянием поля, дороги и других участков пути; наблюдать за положением рабочих, обслуживающих агрегат; прислушиваться к сигналам, подаваемым обслуживающим персоналом.

## 6 Рудничная аэрология

Рудничная аэродинамика изучает аэродинамическое сопротивление горных выработок, их систем и распределение воздушных потоков в сети выработок; разрабатывает аэродинамические основы управления вентиляцией шахт, методы снижения аэродинамического сопротивления выработок и расчёта энергии, необходимой для перемещения воздуха по шахте.

Рудничная газовая динамика изучает законы перемещения газообразных примесей воздушными потоками в выработках шахт и перемещения газов в прилегающем к выработкам массиве горных пород, в том числе фильтрацию газов в массиве пород; диффузию лёгких (тяжёлых) газов в воздушном потоке в выработках; переходные газодинамические процессы в выработках, вызываемые резким регулированием расхода воздуха. Разрабатывает научные основы расчёта количества воздуха для вентиляции шахт, дегазации шахт, газодинамические основы управления вентиляцией шахт.

Динамика рудничных аэрозолей изучает законы перемещения твёрдых и жидких механических примесей воздушными потоками в выработках. Основное развитие получила применительно к случаю переноса рудничной пыли. Разрабатывает научные основы обеспыливающей вентиляции выработок.

Рудничная термодинамика изучает процессы теплообмена между воздушными потоками в горных выработках, окружающим массивом горных пород и источниками тепла в выработках. Разрабатывает методы прогнозирования тепловых условий в выработках, методы и средства теплового кондиционирования рудничного воздуха.

Основной метод исследования рудничной атмосферы — теоретический анализ в сочетании с экспериментальным изучением и натуральными наблюдениями. [6]

В качестве оборудования для контроля качества рудничной атмосферы применяется газоанализатор для измерения среднего содержания вредных газов, анемометр для определения скорости движения воздуха, а также гигрометр для оценки абсолютной и относительной влажности воздуха в выработках.

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 в общем смысле – это комплекс нормативных и плановых документов, представляющий общую планировку стройплощадки, перечень проводимых строительно-монтажных работ, перечень применяемых средств и оборудования, а также взаимное расположение объектов проектирования и строительства. Генеральный план составляется и утверждается недропользователем либо подрядной структурой непосредственно на этапе проектирования предприятия и входит в состав проектных документов недропользования.

Решения, принимаемые в генеральном плане, требуется согласовывать с действующим законодательством в области недро- и землепользования. Не допускается нарушение природоохранных зон и проведение работ вне области горного отвода. В целях недопущения несчастных случаев и минимизации травматизма на объектах потенциально опасные ситуации описываются в Декларации промышленной безопасности. Контроль за соблюдением настоящих Правил промышленной безопасности выполняется лицом, уполномоченным в области техники безопасности и охраны труда на предприятии.

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 П-89-80 «Санитарные нормы проектирования промышленных предприятий»; «Правила промышленной безопасности при взрывных работах» и др [5].

В дипломной работе рассматриваются следующие площадки: комплексы стволов “Капитальный”, “Вентиляционный”, а также площадка портала транспортного уклона на нерабочем борту карьера. Взаимное расположение объектов промышленного назначения определяется согласно действующим правилам промышленной безопасности. Каждый комплекс имеет оградительные средства в тех зонах, в которых присутствует риск возникновения несчастного случая (устье главного и вспомогательного стволов, сопло оборудования нагнетания и всасывания воздуха и так далее).

Для покрытия потребности предприятия в стройматериалах в



непосредственной близости от комплекса «Капитальный» расположен небольшой бетонный завод по производству материалов для крепления выработок и прочих строительных работ.

Вахтовый посёлок расположен в 2 км от действующего карьера. В состав посёлка входят все необходимые инфраструктурные здания для комфортного и безопасного проживания рабочих.

Временный склад золотой руды представлен отвалом, к которому проведена автомобильная дорога для доставки отгруженной руды к железнодорожному пункту. Склад пустой породы представлен отвалом, в котором на постоянной основе складировались пустые породы.

На момент проектирования предприятия наличие обогатительной фабрики в непосредственной близости от объекта не предусмотрено в силу малого срока отработки месторождения.

Связь между вахтовым посёлком, зданиями инфраструктуры, комплексами «Вентиляционный» и «Капитальный» и прочими ключевыми сооружениями осуществляется с помощью спроектированных автомобильных асфальтированных дорог.

Размещение объектов показано на плане поверхности, рисунок 7.1.



Рисунок 7.1 - План поверхности рудника

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

В состав ствола «Вентиляционный» входят надшахтное здание и здание калориферной, а также воздухоподающее оборудование.



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.

Существующий на момент предприятия карьер используется только в качестве спирального съезда для доступа к portalу транспортного уклона и доставки отбитой горной массы на поверхность. В непосредственной близости от карьера расположены старые отвалы пустых пород, которые будут применены для складирования вновь отбитой пустой породы.

Общий вид карьера, а также прилегающих к нему территорий, представлен на рисунке 7.2.



Рисунок 7.2 – Вид поверхности существующего карьера

## **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**

Перечень основных опасностей, возникающих при подземной разработке месторождений полезных ископаемых, приведён в Декларации промышленной безопасности данного месторождения. Наиболее опасными местами работы являются склад взрывчатых материалов, открытые устья вертикальных горных выработок, призабойное пространство и слепые зоны транспортного оборудования.

В целях минимизации частоты несчастных случаев на предприятии организуются мероприятия по охране труда, такие как мастер-класс по работе с инструментами и оборудованием, инструктаж по технике безопасности и профилактические меры по предотвращению инцидентов и поломок.

Склады взрывчатых веществ подлежат регулярному осмотру и проверке на предмет пригодности условий содержания. На склад не допускаются лица, не причастные к производству взрывных работ.

Призабойное пространство всегда занято людьми согласно утверждённому распорядку. К работе в забое не допускаются люди, не прошедшие инструктаж по технике безопасности и не ознакомившиеся с соответствующими правилами или находящиеся в состоянии алкогольного или иного опьянения, имеющие противопоказания по здоровью.

Вертикальные выработки, имеющие открытые устья (рудоспуски, стволы и пр.) подлежат обязательной маркировке для опознавания их в условиях ограниченной видимости. В целях недопущения провалов людей в такие выработки устанавливают специальные оградительные средства.

В целях недопущения наезда на рабочего самоходной машины не допускается нахождение человека в непосредственной близости и слепой зоне машины во время совершения рабочего цикла оборудования. При работе ПДМ все рабочие находятся в непосредственной видимости оператора.

### **8.3 Борьба с обрушением кровли**

Нередко при подземных горных работах возникают непредвиденные обрушения пород кровли. Такое явление как вывалы возникает в случае длительного накопления горного давления в определённом участке породного массива, что в последствии приводит к масштабным обрушениям. 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.

В случае системы разработки с подэтажным обрушением необходимо уделять повышенное внимание поддержанию капитальных сооружений, а также охране безопасности забойных рабочих. Основной перечень опасных ситуаций, связанных с проявлением горного давления, описан в Декларации промышленной безопасности предприятия.

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

Сотрудники, работающие со взрывчатыми материалами и имеющие Единую книжку взрывника, должны не реже одного раза в два года подтверждать знание требований безопасности перед специальной комиссией. Это требование не распространяется на заведующих складами ВВ, пунктами их производства и руководителей взрывных работ. На прошедшие проверку сотрудники лишаются права работать с ВВ и могут быть допущены к передаче лишь после переподготовки: в учебном центре или самостоятельной.

Электровзрывная сеть должна монтироваться по направлению от заряда к источнику тока. Присоединять ее провода к взрывной машинке можно лишь при отсутствии людей в опасной зоне. До этого момента они должны быть замкнуты накоротко. Электровзрывная сеть должна быть двухпроводной. Использование в качестве одного из проводников труб, рельсов, воды, земли не допускается. Со всех электроустановок, кабелей, контактных и воздушных проводов в зоне подрыва должно быть снято напряжение до начала монтажа электровзрывной цепи. Исключение может быть сделано для вентиляторов местного проветривания, осветительных и сигнальных сетей напряжением не выше 42 В, а в случае большого притока воды – и для насосов. При этом необходимо защитить электродетонаторы от блуждающих токов.

На месте работ взрывчатые вещества должны находиться в размере, необходимом для обеспечения рабочей смены. Взрывчатые материалы, средства инициации и снаряженные запалы необходимо хранить отдельно друг от друга. В радиусе 100 метров от места хранения ВВ запрещается курить и использовать открытый огонь.

## 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].

Результатом технико-экономических расчетов является сводная таблица с указанием всех статей капитальных затрат и эксплуатационных расходов предприятия. В таблице также указано итоговое значение себестоимости добычи 1 тонны руды с учетом всех подсчитанных затрат и приведенные затраты. Данные показатели являются ключевыми как при выборе способа вскрытия, так и при оценке выгодности применяемых методов и средств производства. Кроме того, возможно рассчитать экономический эффект от внедрения той или иной разработки на уже действующее предприятие посредством проведения подобных расчетов.

Операционные затраты рассчитаны по видам работ и приняты по данным заказчика, на основании базовых плановых затрат 2014г. Месторождения Юбилейное 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>
Передельные затраты	\$	2 593 074
	\$/пог.м	33,03
<i>Горно-проходческие работы</i>	<i>м<sup>3</sup></i>	<i>646 481</i>
Передельные затраты	\$	16 083 315
	\$/м <sup>3</sup>	24,88
<i>Нарезные работы</i>	<i>м<sup>3</sup></i>	<i>991 172</i>
Передельные затраты	\$	21 006 073
	\$/м <sup>3</sup>	21,19
<i>Бурение взрывных скважин</i>	<i>пог.м.</i>	<i>2 296 687</i>
Передельные затраты	\$	18 834 809
	\$/пог.м	8,20
	\$	
<i>Очистная добыча</i>	<i>м<sup>3</sup></i>	<i>5 379 018</i>
Передельные затраты	\$	36 332 414
	\$/м <sup>3</sup>	6,75
<i>Закладка</i>	<i>м<sup>3</sup></i>	<i>6 829 451</i>
Передельные затраты	\$	89 506 864
	\$/м <sup>3</sup>	13,11
	\$	550 549 157
<i>Условно-постоянные затраты</i>	\$/т	23,84
	\$	734 905 706
Итого затраты на добычу	\$/т	31,82

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

Таблица 9.2 - Структура затрат

Объем добычи руды	тонн	23 095 214	%
Себестоимость добычи (без НДС)	\$	734 905 706	32,04
	\$/тонн	31,82	
Себестоимость транспортировки на ОФ	\$	86 560 763	3,77
	\$/тонн	3,75	
Себестоимость переработки	\$	518 812 663	22,62
	\$/тонн	22,46	
Себестоимость транспортировки концентратов до МП	\$	9 982 372	0,44
	\$/тонн	0,43	
Итого производственная себестоимость	\$	1 350 261 504	58,87
	\$/тонн	58,46	
Общие административные расходы	\$	275 528 213	12,01
	\$/тонн	11,93	
НДС	\$	494 994 233	21,58
	\$/тонн	21,43	
Ликвидационный фонд	\$	3 000 000	0,13
	\$/тонн	0,13	
Амортизация	\$	169 816 629	7,40
	\$/тонн		
Итого постоянные расходы	\$	943 339 074	41,13
	\$/тонн	40,85	
Итого полная себестоимость	\$	2 293 600 578	100,00
	\$/тонн	,31	

## ВЫВОД

С точки зрения экономики полученные результаты позволяют сделать вывод, что методы и средства добычи полезного ископаемого, предложенные настоящим проектом, отвечают не только экономическим соображениям, но и требованиям техники безопасности и охраны труда на предприятии, а также экологической безопасности. При проектировании задействованы современные методики, а также передовое программное обеспечение для оценки запасов и проектирования.



## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В дипломном проекте выполнен расчёт геологических запасов месторождения с применением метода построения блочной модели с помощью программного обеспечения MicroMine. В качестве исходных данных для написания дипломной работы выступили геологические данные месторождения, физико-механические свойства горных пород и общие сведения о месторождении, предоставленные компанией-недропользователем.

Определение оптимальной системы разработки при подземной добыче на примере Месторождения Юбилейное 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 месторождения Юбилейное. 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.

## СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 Проект подземной разработки месторождения Юбилейное, ТОО “AltynEx”, Казахстан, 2019 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 2017 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”, 2024г.
- 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 2015 г.
- 8 Я.В. Моссаковский «Экономика горной промышленности», Москва, 2004 г.
- 9 Байконуров О. А. Классификация и выбор методов подземной разработки месторождений. Алматы, 2014.
- 10 Раскильдинов Б.У. Системы подземной разработки рудных месторождений. – Алматы, «Республиканский издательский кабинет», 2018.
- 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, 2015. – С. 438-440.
- 12 Оптимизация выбора системы разработки с комбинированным использованием критериев оптимальности // Новости науки Казахстана. – Алматы: КазНИИНТИ, –2016. – Вып.2.



**Подсчёт запасов месторождения**

Таблица В.1 – Подсчёт запасов полезного ископаемого месторождения Юбилейное с помощью блочной модели

Наименование рудного тела	Горизонт	Запасы блочной модели		
		Руда/т	Сод. Au г/т	Мет. Au кг
		2-10	2-10	
Рудное тело Малыш	-80 -60	23359	3,3	78,2
Рудное тело Малыш	-110 -80	143167	3,0	436,0
Рудное тело Малыш	-215 -190	11438	7,7	88,3
<b>Итого</b>		<b>394723</b>	<b>3,36</b>	<b>1326,9</b>
ГЛРТ (Алтын)	75 - 95	39084	4,2	164,5
ГЛРТ (Алтын)	55 - 75	43098	4,0	171,1
ГЛРТ (Алтын)	35 - 55	24478	3,5	84,8
<b>Итого</b>		<b>106661</b>	<b>3,94</b>	<b>420,3</b>
Юго-Восточное р.т.	-205 - -190	28589	3,7	107,2
Юго-Восточное р.т.	-223 - -205	99868	3,4	336,1
Юго-Восточное р.т.	-315 - -295	52781	4,3	227,8
Юго-Восточное р.т.	-330 - -315	17254	3,6	62,4
<b>Итого</b>		<b>598925</b>	<b>3,37</b>	<b>2017,3</b>
Рудное тело Центральное	-79 - -60	56939	3,7	209,6
<b>Итого</b>		<b>56939</b>	<b>3,68</b>	<b>209,6</b>
<b>Всего по руднику</b>		<b>1157248</b>	<b>3,43</b>	<b>3974,1</b>

### Срок существования подземного рудника

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

$$T_p = \frac{Q_{изв}}{A_2}, \text{ лет}, \quad (B.2)$$

где  $Q_{изв}$  - извлекаемые запасы месторождения,  $Q_{изв} = 41\,292\,000 \text{ т}$ ;  
 $A_2$  - годовая мощность рудника,  $A_2 = 1\,300\,000 \text{ т}$ .

$$T_{расч} = \frac{1\,206\,000}{300\,000} \approx 4 \text{ года.}$$

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

$$T = t_p + T_{расч} + t_3, \text{ лет}, \quad (B.3)$$

$$T = 2 + 4 + 2 = 8 \text{ лет}$$

### 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 лежачем боку, вспомогательными стволами по флангам и групповыми квершлагами (рисунок Г.1).

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

Критерием сравнительной оценки служит минимум приведенных затрат

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

где  $C_c$  - себестоимость руды, тг/т;

$K_{y\partial}$  - 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.

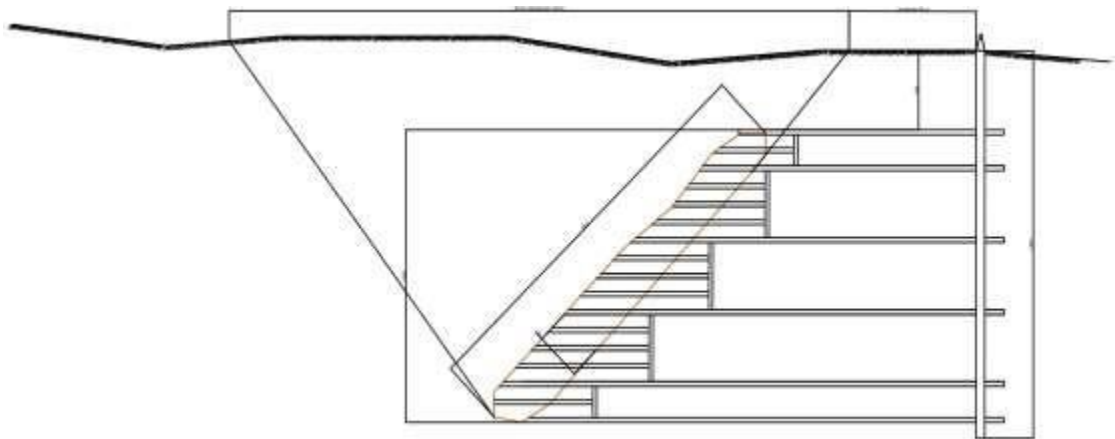


Рисунок Г.1 – Вскрытие основным вертикальным стволом в лежащем боку, вспомогательными стволами по флангам и групповыми квершлагами

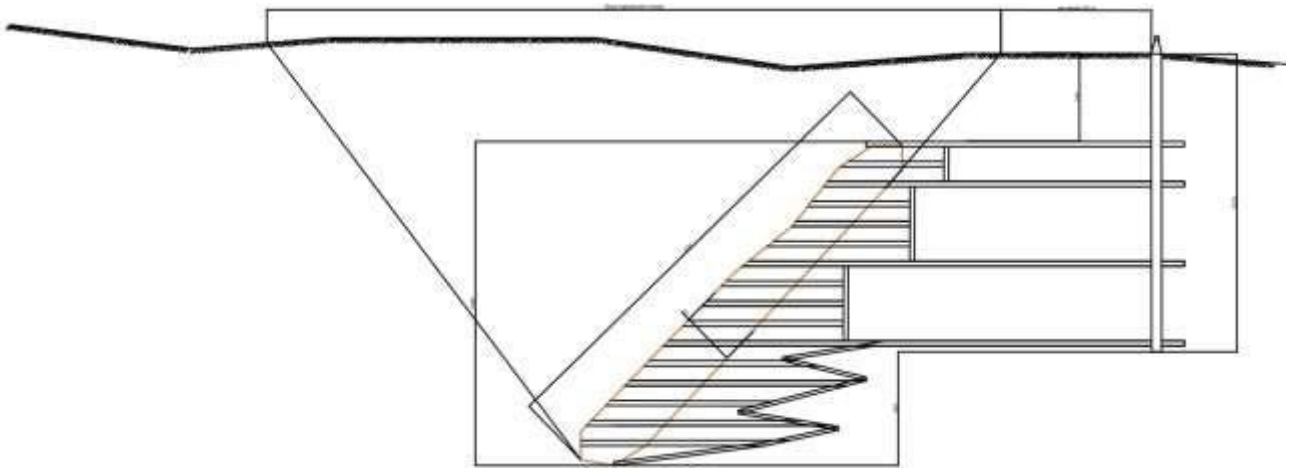


Рисунок Г.2 - Вскрытие основным вертикальным стволом в лежащем боку, с переходом на транспортный уклон, вспомогательными стволами по флангам

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

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

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

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

$n$  - количество стволов.

Проходка вентиляционных стволов

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

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

где  $H$  - глубина вентиляционного ствола, м;

$k$  - стоимость проходки вентиляционного ствола, тг/м;

$n$  - количество вентиляционных стволов.

Проходка квершлагов

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

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

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

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

Проходка штреков

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

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

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

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

Проходка и оборудование околоствольного двора

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

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

где  $n$  - количество околоствольных дворов.

Строительство надшахтных зданий и сооружений

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

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

где  $A_G$  - годовая мощность рудника, т.



Итого капитальных затрат, тг

$$\Sigma K = 1593568000 \text{ тг.}$$

Удельные капитальные затраты на 1 т извлекаемых запасов

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

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

$$\bar{K} = \frac{1593568000}{41292000} \approx 39 \text{ тг/т.}$$

Удельные капитальные затраты на 1 т годовой добычи

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

где  $A_2$  - годовая мощность рудника, т.

$$K_{уд} = \frac{1593568000}{1300000} \approx 1226 \text{ тг/т.}$$

*Эксплуатационные расходы.*

Стоимость поддержания стволов шахты

$$C_6 = H \cdot C_c \cdot n \cdot T, \text{ тг.,} \quad (\text{Г.10})$$

$$C_6 = 1300 \cdot 600 \cdot 36 = 28\,080\,000 \text{ тг,}$$

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

$T$  – срок существования рудника, лет.

Стоимость поддержания вентиляционных стволов

$$C_{6c} = H \cdot C_c \cdot n \cdot T, \text{ тг.,} \quad (\text{Г.11})$$

$$C_{6c} = 1270 \cdot 200 \cdot 2 \cdot 36 = 18\,288\,000 \text{ тг/т.,}$$

где  $C_6$  - стоимость поддержания вентиляционного ствола, тг/м.

Стоимость поддержания квершлагов

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

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

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.

Стоимость откатки по квершлагам

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

$$C_{om} = 2\,250 \cdot 41\,292\,000 \cdot 0,05 = 4\,645\,350\,000 \text{ тг.},$$

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

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

Стоимость откатки по штрекам

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

$$C_{om} = 7800 \cdot 41\,292\,000 \cdot 0,05 = 16\,103\,880\,000 \text{ тг.},$$

где  $k_{om}$  - 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

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

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

Стоимость ремонта надшахтных сооружений

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

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

Итого стоимость эксплуатационных затрат

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

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

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

$$\overline{C}_{\mathcal{E}} = \frac{33255613000}{41292000} \approx 805 \text{ тг/т.}$$

Себестоимость добычи руды, тг/т

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

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

Приведенные затраты

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

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

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

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

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

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.

## Проходка автотранспортного уклона до ствола

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

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

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

$k$  - стоимость проходки уклона, тг/м;

$n$  - количество уклонов.

## Проходка квершлагов

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

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

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

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

## Проходка штреков

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

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

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

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

Строительство надшахтных зданий и сооружений

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

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

где  $A_G$  - годовая мощность рудника, т.

Итого капитальных затрат

$$\sum K = 10\,901\,470\,000 \text{ т}$$

Удельные капитальные затраты на 1 т извлекаемых запасов

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

$$\bar{K} = \frac{10\,901\,470\,000}{412\,920\,000} = 27 \text{ тг/т.}$$

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

Удельные капитальные затраты на 1 т годовой добычи

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

$$K_{yd} = \frac{10\,901\,470\,000}{13\,000\,000} \approx 839 \text{ тг/т.},$$

где  $A_2$  - годовая мощность рудника, т.

*Эксплуатационные расходы*

Стоимость поддержания вертикального ствола

$$C_6 = H \cdot C_c \cdot n \cdot T , \text{ тг.},$$

$$C_6 = 730 \cdot 600 \cdot 36 = 15\,768\,000 \text{ тг/т.},$$

где  $C_c$  - стоимость поддержания главного ствола, тг/м;

$T$  – срок существования рудника, лет.

Стоимость поддержания автотранспортного уклона

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

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

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

$T$  – срок существования рудника, лет.

Стоимость поддержания вентиляционных стволов

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

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

где  $C_{\sigma}$  - стоимость поддержания вентиляционного ствола. тг/м;

Стоимость поддержания квершлагов

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

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

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

$T$  - время эксплуатации, год;

$C_C$  – стоимость поддержания квершлагов, тг/м.

Стоимость поддержания этажных выработок (штреков)

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

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

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 АГУ

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

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

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

Стоимость водоотлива

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

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

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

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

$$\bar{C}_9 = \frac{22967112600}{41292\ 000} \approx 556 \text{ тг/т.}$$

Себестоимость руды

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

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

Приведенные затраты

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

где  $E$  – коэффициент эффективности капитальных вложений.

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

Результаты расчета сводим в таблицу Г.1

Таблица Г.1 - Критерии оптимальности

Наименование	Ед. изм.	Варианты	
		I	II
<i>Капитальные затраты</i>			
Проходка вертикального ствола	<i>тг</i>	180 000 000	204 400 000
Проходка вентиляционного ствол	<i>тг</i>	381 000 000	210 000 000
Проходка автотранспортного уклона	<i>тг</i>		18 315 000
Проходка квершлагов	<i>тг</i>	270 000 000	90 000 000
Проходка штреков	<i>тг</i>	561 600 000	561 600 000
Здания и сооружения	<i>тг</i>	3 456 000	5 832 000
Проходка и оборудование околоствольного двора	<i>тг</i>	13 512 000	
<i>Итого</i>	<i>тг</i>	<i>1 593 568 000</i>	<i>1 090 147 000</i>
Удельные капитальные затраты на 1 т годовой добычи	<i>тг/т</i>	1 226	839
<i>Эксплуатационные расходы</i>			
Поддержание вертикального ствола	<i>тг</i>	28 080 000	15 768 000
Поддержаниевентиляционного ствола	<i>тг</i>	18 288 000	10 080 000
Поддержание слепого ствола	<i>тг</i>	-	26 373 600
Поддержание квершлагов	<i>тг</i>	28 080 000	32 400 000
Поддержание штреков	<i>тг</i>	18 288 000	42 120 000



Наименование	Ед. изм.	Варианты	
		I	II
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
<i>Итого</i>	тг	33 255 613 000	22 967 112 600
Себестоимость 1 т руды	тг/т	25 321	14 300
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 <sup>0</sup>	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, ( $f = 12 \div$	2, 3, 5
Устойчивость вмещающих пород и другие их физические свойства	14) устойчивые, ( $f = 12 \div$	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,  $\text{м}^3$ ;

$k$  – 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

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

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

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

По выносу пыли

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

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

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

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

По ДВС

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

где  $q_{л.с.}$  – 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.

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

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

Таблица Е.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.

Таблица Е.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 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	12	12	12	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

Таблица Е.3 - Основные технико-экономические показатели

Наименование показателей	Показатели
Балансовые запасы, т	1 206 000
Извлекаемые запасы, т	1 157 000
Годовая производительность рудника, т	300 000
Срок эксплуатации рудника, год	8
Себестоимость добычи 1 тонны, тг/т	14 300
Численность трудящихся, чел	334
Потери руды при добыче, %	15
Разубоживание, %	5
Плотность руды, т/м <sup>3</sup>	3,7
Коэффициент разрыхления	1,5