

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ
КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева

Институт геологии, нефти и горного дела имени К. Турысова

Кафедра Горное дело

Бигалиев А. Ж.

Проект разработки Суздальского золоторудного месторождения

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломному проекту

специальность 5В070700 - Горное дело

Алматы 2021

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ
КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева

Институт геологии, нефти и горного дела имени К. Турысова

Кафедра Горное дело

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ

Заведующий кафедрой ГД

Д-р.техн.наук, профессор

 С.К.Молдабаев

«24» 1 05 2021 г

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

На тему " Проект разработки Суздальского золоторудного месторождения "

Специальная часть: Добыча сульфидных руд на Суздальском месторождении

по специальности 5В070700 –Горное дело

Выполнил:

Бигалиев А. Ж.

Научный руководитель

маг. ГД, лектор

 Г. Б. Бахмагамбетова

«24» 05 2021 г.

Алматы 2021

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ
КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева

Институт геологии, нефти и горного дела имени К. Турысова

Кафедра горное дело

УТВЕРЖДАЮ

Заведующий кафедрой ГД
Д-р.техн.наук, профессор
С.К.Молдабаев
«24» 7 05 2021 г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение дипломного проекта (работы)

Обучающемуся: Бигалиев Абылайхан Жаркенович

Тема: Проект разработки Суздальского золоторудного месторождения

Утверждена приказом ректора университета № ___ от ___ 2021г.

Срок сдачи дипломного проекта «21» мая 2021 г.

Исходные данные к дипломной работе: Материалы отчета о производственной и преддипломной практике, геологическая характеристика Суздальского золоторудного месторождения.

Перечень подлежащих разработке в дипломном проекте вопросов:

- а) горно-геологическая характеристика месторождения;
- б) годовая производственная мощность и срок существования рудника;
- в) вскрытие и подготовка месторождения;
- г) выбор рациональной системы подземной разработки;
- д) безопасность и охрана труда;
- е) технико-экономическая часть проекта.

Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей): 1 - геология месторождения; 2 - схема вскрытия месторождений; 3 - система подземной разработки; 4 - генеральный план поверхности.

Рекомендуемая основная литература: Байконуров О. А. Классификация и выбор методов подземной разработки месторождений. Алматы, 2002
Раскильдинов Б.У. Системы подземной разработки рудных месторождений. – Алматы, «Республиканский издательский кабинет», 1997. Битимбаев М.Ж., Шапошник Ю.Н, Крупник Л.А. Взрывное дело. Учебник – Алматы: «Print-S», 2012, - 822с.

ГРАФИК

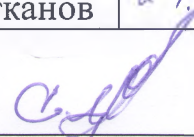
Подготовки дипломной работы (проекта)

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю и консультантам	Примечание
Геологическая часть	27.03.2021 г.	сдан
Специальная часть	23.04.2021г.	сдан
Экономическая часть	10.05.2021.	сдан

Подписи

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

Наименования разделов	Консультанты, И.О.Ф. (уч. степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Геологическая часть	магистр ГД, лектор Г. Б. Бахмагамбетова	27.03.21	
Вскрытие продуктивного пласта	магистр ГД, лектор Г. Б. Бахмагамбетова	23.04.21	
Выбор системы разработки	магистр ГД, лектор Г. Б. Бахмагамбетова	23.04.21	
Специальная часть	магистр ГД, лектор Г. Б. Бахмагамбетова	23.04.21	
Безопасность и охрана труда	магистр ГД, лектор Г. Б. Бахмагамбетова	10.05.21	
Технико-экономическая часть	магистр ГД, лектор Г. Б. Бахмагамбетова	10.05.21	
Нормоконтроль	канд. техн. наук, сениор-лектор Д. К. Ахметканов	24.05.21	

Заведующий кафедрой _____  С. К. Молдабаев

Научный руководитель _____  Г. Б. Бахмагамбетова

Задание принял к исполнению обучающийся _____  А. Ж. Бигалиев

Дата _____ " 24 " 05 _____ 2021 г.

СОДЕРЖАНИЕ	
Введение	9
1 Геологическая характеристика Суздальского золоторудного месторождения	10
1.1 Общие сведения о месторождении	10
1.2 Горно-геологические условия месторождения	11
1.3 Гидрогеологические условия месторождения	16
2 Выбор метода разработки месторождения	20
2.1 Основные параметры рудника	20
3 Вскрытие и подготовка месторождения	22
3.1 Вскрытие двумя центрально-сдвоенными вертикальными стволами со стороны лежачего бока и групповыми квершлагами, а также двумя фланговыми вентиляционными стволами	22
3.2 Одним наклонным съездом со стороны лежачего бока и этажными квершлагами, а также двумя фланговыми вентиляционными стволами	26
4 Выбор системы подземной разработки	30
4.1 Обоснование параметров системы разработки	30
4.2 Выбор рациональной системы разработки	30
4.3 Система этажно-камерной выемки с отбойкой руды из подэтажных штреков	33
5 Специальная часть. Добыча сульфидных руд на Суздальском месторождении	34
5.1 Особенности минералогии Суздальской месторождений золотосодержащих руд	34
5.2 Исследование добычи и переработки упорных золотосодержащих руд	36
6 Рудничный транспорт	38
6.1 Транспортировка и доставка горной массы самоходным оборудованием	38
7 Энергоснабжение подземного рудника	39
7.1 Электроснабжение подземного рудника	39
8 Рудничная аэрология	40
8.1 Выбор способа и схемы проветривания рудника	40
9 Безопасность и охрана труда	41
9.1 Технические мероприятия по безопасности работ	41
10 Генеральный план поверхности шахты	42
10.1 Общие сведения	42
11 Экономическая часть	43
Заключение	44
Список использованных источников	45
Приложения	46

АННОТАЦИЯ

Дипломный проект посвящен подземной разработке Суздальского золоторудного месторождения. В рамках дипломного проекта рассмотрены такие основные технологические вопросы подземной добычи руды как, вскрытие и подготовка месторождения, выбор системы разработки, транспортировка и доставка руды по горным выработкам, энергоснабжение, охрана труда и окружающей среды и т.д.

В специальной части проекта изучены способы добычи сульфидных руд Суздальского золоторудного месторождения с использованием результатов исследовательских работ отечественных и зарубежных ученых.

В заключении приведены технико-экономические показатели настоящего проекта.

АҢДАТПА

Дипломдық жоба Суздаль алтын кен орнын жерасты игеруге арналған. Дипломдық жоба аясында жер асты кенді өндірудің негізгі технологиялық мәселелері, кен орнын ашу және дайындау, кен қазу жүйесін таңдау, кенді жерасты кен қазбаларымен жеткізу және тасымалдау, энергиямен жабдықтау, еңбекті және қоршаған ортаны қорғау және т. б. қарастырылды.

Жобаның арнайы бөлімінде отандық және шетелдік ғалымдардың зерттеу жұмыстарының нәтижелерін қолдана отырып, Суздаль алтын кен орнының сульфидті кендерін өндіру әдістері зерттелді.

Жобаның қорытынды бөлімінде осы жобаның техникалық-экономикалық көрсеткіштері келтірілген.

SUMMARY

The diploma project is devoted to the underground development of the Suzdal gold deposit. Within the framework of the diploma project, the main technological issues of underground ore mining were considered, such as opening and preparation of the deposit, selection of a mining system, transportation and delivery of ore through mining, energy supply, labor and environmental protection, etc.

In a special part of the project, methods of sulfide ores extracting from the Suzdal gold deposit were studied using the results of research work by domestic and foreign scientists.

The conclusion shows the technical and economic indicators of the present project.

ВВЕДЕНИЕ

Проектные технические решения по разработке Суздальского золоторудного месторождения в целом должны соответствовать утвержденным обосновывающим материалам и выполнению дипломного проекта.

Основной задачей проекта является технологически грамотный выбор рационального способа вскрытия и подготовки месторождения, системы разработки, транспорт, электроснабжение, а также расчёт соответствующих технико-экономических показателей проектируемого рудника.

В соответствии с заданием на проектирование в дипломном проекте рассмотрено геологическое строение Суздальского золоторудного месторождения; произведен подсчет запасов руды, горнотехнические параметры и выбор оптимальной системы разработки, особенности добычи сульфидных руд на Суздальском месторождении, охрана труда, производственная и экологическая безопасность и т.д.

1 ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА СУЗДАЛЬСКОГО ЗОЛОТОРУДНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

1.1 Общие сведения о месторождении

Суздальское золоторудное месторождение расположено в районе, административно подчиненном г. Семей Восточно-Казахстанской области, в 55 км к юго-западу от г. Семей. Месторождение связано с г. Семей асфальтированной (60 км) и отсыпной гравийной дорогой. Ближайшими населенными пунктами являются села Карасу и Кыземшек расположенные северо-западнее месторождения соответственно в 15 и 17 км. Ближайшая железнодорожная станция и речной порт находятся в г. Семей, в 55 км от месторождения (рисунок 1.1) [1,2,6].

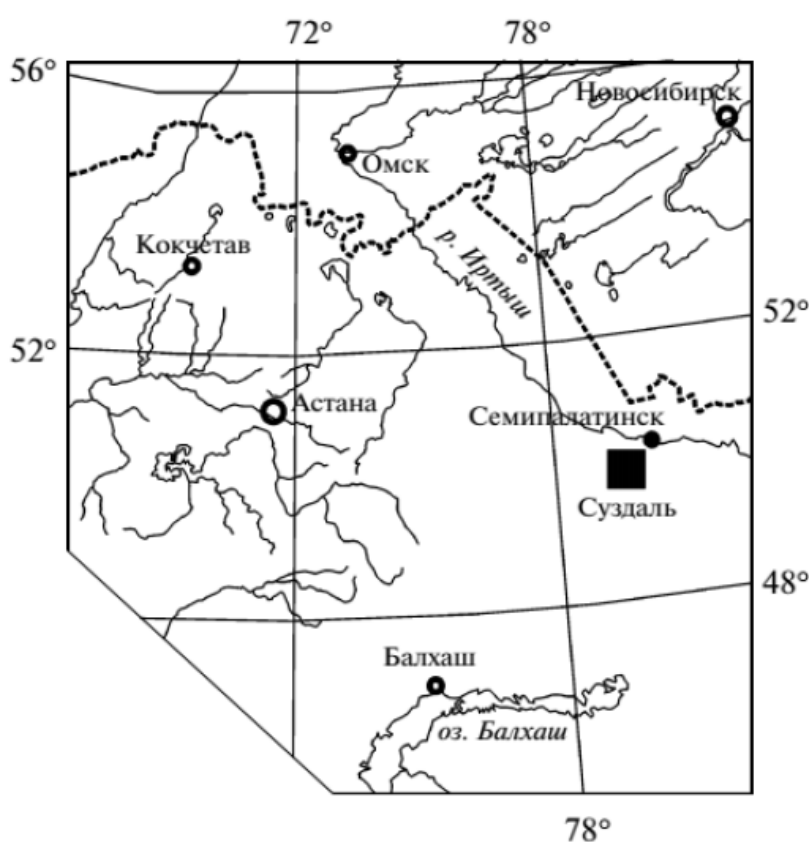


Рисунок 1.1 Обзорная карта района месторождения Суздаль.
Масштаб 1:200 000

Климат района месторождения резко континентальный с максимальной температурой лета плюс 23÷42°C и минимальной зимней температурой минус 35÷40°C. Преобладающее направление ветров - западное, количество осадков не превышает 330 мм в год. Снежный покров устанавливается в середине ноября. Толщина его к концу зимнего сезона достигает 25- 30 см. Глубина промерзания грунтов 1,0-1,5 м.

Почвенно-растительный слой развит слабо и не повсеместно. Мощность его не более 10-12 см. Преобладают суглинистые, бедные гумусом, почвы.

Растительность представлена порослями сухостойных и полупустынных зон. На склонах сопок встречаются заросли карагайника и шиповника. Животный мир крайне беден.

Рельеф района месторождения характеризуется сочетанием плоскоравнинных, мелкосопочных и низкогорных участков, абсолютные отметки рельефа колеблются от 390 до 500 м, относительные превышения составляют 10-15 м. Обнаженность района плохая и составляет 20-30% площади. На остальной территории развиты мощные коры выветривания и неогеновые глинистые образования. Рек в ближайших окрестностях месторождения нет, немногочисленные озера к началу лета полностью пересыхают [2,3,6].

С г. Семей месторождение связано автомобильной дорогой на протяжении 32 км, имеющей асфальтовое покрытие, остальная часть дорог - с гравийным покрытием. С селом Кара-Су (старое название села - Знаменка) месторождение связано автомобильной дорогой протяженностью 12 км.

Малочисленное население района занято в основном в сельском хозяйстве и работает на горнодобывающих предприятиях.

Из месторождений других полезных ископаемых в районе Суздальского месторождения золота располагаются:

- Бабеновское месторождение витрофиров. Витрофиры используются для производства витрозита- легковесного гравия при производстве бетона, активной минеральной добавки в цемент, для производства пеностекла;
- месторождение черного габбро Суык-Булак- облицовочный материал.

Огромную составляющую местности субрегиона образуют пастбища различных сезонов. Поскольку основной проблемой является засушливость климата месторождение нуждается не только в орошении полей, но и в обводнении сенокосов. Со стратегическим расположением месторождения связаны различные особенности климата. Например, несоответствие степени континентальности и увлажненности, перемена температурных критериев по сезонам года, огромное обилие типов климата. За счет разнообразного сложного рельефа климатические условия региона обуславливаются законом широтной запыленности, что объясняется высокими амплитудами годовых и суточных норм температуры воздуха [2,4,6].

1.2 Горно-геологические условия месторождения

В плане регионального развития геотектонических структур Суздальское месторождение золота расположено в северо-западной части Зайсанской складчатой системы, которая представляет собой единую структурно-формационную зону [1,2,6].

Основной тектонической структурой, в которой локализуется месторождение, является Суздальская зона разломов, представленная системой субпараллельных тектонических нарушений северо-восточного направления. Последние разделены линейными тектоническими блоками

интенсивно трещиноватых и гидротермально-метасоматически измененных песчаников, алевролитов и известняков. Ширина зоны составляет 700÷1300 м, падение ее юго-восточное под углами 40÷60°.

Суздальский разлом по отношению к региональному Канонерскому является оперяющей структурой. В пределах участка работ Суздальский разлом представлен серией субпараллельных северо-восточных разрывов и зон повышенной трещиноватости и дробления пород. Падение крутое (75°÷80°) юго-восточное.

Мощность Суздальской тектонической зоны в пределах блока составляет от 400 м на юго-западе до 900 м на северо-востоке. Она представлена системой субпараллельных тектонических нарушений северо-восточного простирания, разделенных блоками трещиноватых и штокверково-карбонатизированных пород. Наиболее крупные нарушения, в пределах которых локализуются рудные тела, представлены (с юго-востока на северо-запад) четвертой, третьей, первой и второй зонами дробления, вмещающих золото-сульфидное оруденение.

Регион месторождения владеет рудной тектонической структурой и представлена комплексом блоково-складчатых меланжево-покровных морфоструктур (рисунок 1.2). Отличается особенностью структурных элементов разломов северо-западного, северо-восточного и субширотного простираний [1,2,4].

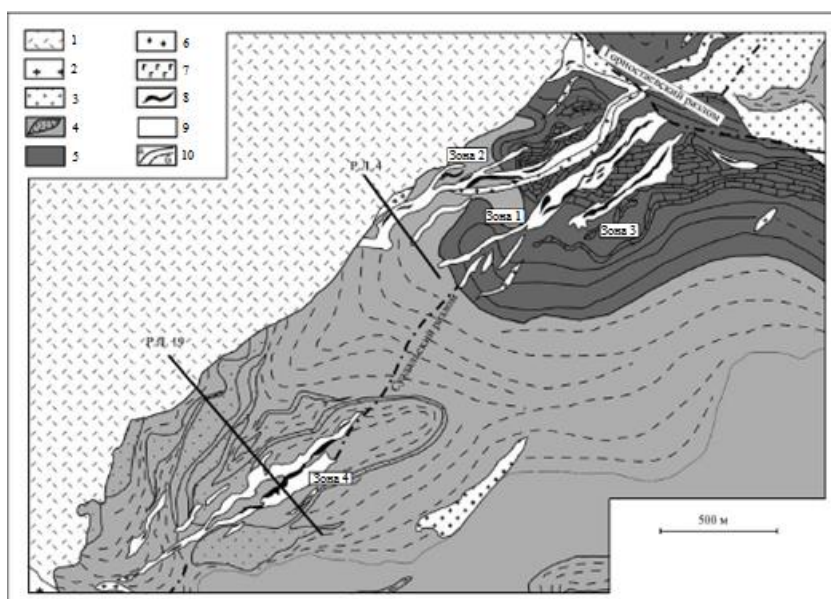


Рисунок 1.2 – Геологическая карта Суздальского месторождения
 1, 2 – триасовый семейтауский комплекс: 1 – лавы и лавобрекчии липаритов, 2 – кварцевые порфиры, гранит-порфиры; каменноугольная система: верхний отдел, майтюбинская свита: 3 – песчаники глинистые, гравелиты, нижний отдел, серпуховский ярус: 4 – песчаники, глинистоуглистые алевролиты, аркалыкская свита: 5 – песчаники, известняки, алевролиты; 6, 7 – ранний мезозойский комплекс: 6 – гранит-порфиры, 7 – диориты; 8 – рудные тела с содержанием Au более 1.5 г/т; 9 – рудные тела зоны окисления с

содержанием Au более 0.1 г/т; 10 – структурные элементы: а – установленные, б – предполагаемые [1,2,4].

В процессе разведки на Суздальском месторождении выявлено два типа руд - окисленные и первичные. На большей своей части руды перекрыты рыхлыми кайнозойскими отложениями, которые подразделяются на четвертичные и неогеновые [1,2,3].

Четвертичные отложения в пределах месторождения представлены супесями, суглинками и песками общей мощностью около 10 м. Мощность супесей и суглинков 0,5÷7,0 м. Среди песков встречаются прослойки суглинков мощностью 0,6÷1,0 м. Четвертичные отложения подстилаются глинами неогена или корой выветривания. Мощность неогеновых глин составляет 0,5÷18,0 м. На отдельных участках кора выветривания выходит на поверхность (рудное тело 1), но большая часть перекрыта четвертичными и неогеновыми отложениями. Мощность коры выветривания по данным бурения скважин от 5 м до 80 м.

Горно-геологические условия локализации рудных тел изучались в период проведения геологоразведочных работ, в основном, по данным буровых скважин и частично по карьерам, которые вскрыли первичные руды, вмещающие породы.

В результате этих работ установлено, что вмещающими рудные тела породами являются известняки, углистые и углисто-глинистые алевролиты, редкие прослойки песчаников.

Рудные тела локализуются в зонах грубообломочного тектонического дробления вмещающих пород с последующей цементацией обломков кварц-карбонатным веществом и наложением сульфидной минерализации, в результате чего руда представлена, в основном, крепкими устойчивыми породами.

Неотектоника развита незначительно и представлена на месторождении маломощными зонами дробления, милонитизации и расщепления, мощность этих зон не превышает 0,5÷1,0 м.

Кора выветривания по площади всего месторождения перекрывается разнообразными генетическими типами современных континентальных осадков, представленных глинами, суглинками, песками, мощность ее до 30 м.

Суздальское месторождение представлено тремя рудными зонами: 1-3, 2 и 4, размерами по простиранию 900, 800 и 600 м, глубиной оруденения 470, 300 и 320 м, соответственно. Рудная зона 4 удалена от рудных зон 1-3 и 2 на расстоянии 900 м [2,4,6].

Рудные тела первичных руд, локализующиеся в зонах золотосульфидной минерализации, выделяются только по результатам кернового опробования на основе кондиций [4,6].

Первичные руды в рудной зоне 1-3 представлены пятью рудными телами. Наиболее крупными из них являются рудные тела 1-1 и 1-4.

Пространственное положение каркаса и эллипсоида рудной зоны 1-3 представлено на рисунке 1.3.

Рудное тело 1-1 прослежено буровыми скважинами по простиранию на 660 м, по падению на 122 м, мощность от 1 до 30 м, угол падения тела $40\div 67^\circ$, средний 57° . Рудная минерализация представлена, в основном, пиритом, в подчиненном количестве арсенопиритом и пирротинном, содержащими в виде изоморфной примеси тонкодисперсное золото с размерами золотинок 3 микрона.

Рудное тело 1 прослежено по простиранию на 360 м, по падению на 100 м, мощность $1\div 7$ м, угол падения $42\div 60^\circ$, средний 50° .

Рудное тело 1-4 локализуется в лежащем боку рудного тела 1-1, прослежено по простиранию на 500 м, по падению на 170 м, средняя мощность 2,8 м, угол падения тела $45\div 64^\circ$, средний 60° . Минерализация представлена пиритом, арсенопиритом, пирротинном, содержащими тонкодисперсную вкрапленность золота.

Зоны являются секущими по отношению к вмещающим породам и представлены трещиноватыми, участками раздробленными, известковисто-углистыми алевролитами и известняками. Трещины заполнены карбонатом, кварцем, хлоритом, гидрослюдами. Зоны визуально определяются по повышенной карбонатизации и окварцеванию, сульфидной минерализации.

Рудные тела первичных руд, локализующиеся в зонах золотосульфидной минерализации, выделяются только по результатам кернового опробования на основе кондиций [4,6].

Рудная зона 4 расположена на юго-западном фланге месторождения в 600 м к юго-западу от рудной зоны 1-3. По простиранию прослежена на 1700 м при мощности в центральной части до 100-150 м. Простирание зоны северо-восточное, падение крутое ($75^\circ-90^\circ$) на юго-восток. В пределах зоны выявлено два типа руд: окисленные и первичные сульфидные.

На глубине $50\div 60$ м рудное тело 4 из зоны окисления переходит в крупное рудное тело 4-1 первичных руд, кроме него в первичных рудах выделяется еще пять более мелких рудных тел различных размеров.

Рудное тело 4-1 первичных руд по простиранию прослежено на 560 м, по падению на 220 м, мощность $0,6\div 26,5$ м, угол падения $67\div 86^\circ$. Морфология рудного тела простая. Рудная минерализация представлена: пиритом, арсенопиритами и пирротинном, содержащими тонкодисперсную примесь золота.

Рудное тело 4-2 расположено в висячем боку рудного тела 4-1. По простиранию прослежено на 250 м, по падению - на 100 м, имеет мощность $1,5\div 7,5$ м, угол падения $80\div 83^\circ$.

Рудное тело 4-3 расположено в лежащем боку рудного тела 4-1, по простиранию прослежено на 450 м, по падению - на 150 м, мощность $1\div 14$ м, угол падения $60\div 85^\circ$.

Рудное тело 4-4 прослежено по простиранию на 220 м, а по падению на 90 м, мощность $1,0\div 9,5$ м. Угол падения - $71\div 73^\circ$.

Рудное тело 4-5 по простиранию прослежено на 220 м, а по падению на 170 м, мощность 1,0÷9,5 м, угол падения 85÷89°.

Рудное тело 4-8 прослежено по простиранию на 200 м, а по падению на 120 м, мощность 1,0÷7,3 м, угол падения до 80°.

Оруденение зоны 4 относится к типу 1 и представлено углеродистыми песчаниками и алевропелитами флишоидно-турбидитового строения. Внешне это интенсивно кливажированные трещиноватые породы без видимых признаков гидротермальных изменений, со штокверковой сетью безрудных кварц-карбонатных прожилков. На востоке месторождения эти породы характеризуются большей известковистостью и представлены известково-кремнистыми турбидитами с прослоями известковистых биокластитов. Промышленная рудоносность их выявляется только по данным опробования. Вмещающие породы имеют ритмично-слоистое строение и сохраняют многие признаки прибрежно-морского отложения. По минеральному составу это преимущественно олигомиктовые кварц-полевошпатовые песчаники и алевропелиты, частично серицитизированные и хлоритизированные. Характерной особенностью этого типа является чёткая стратификация сульфидных прослоев, сложенных в основном пиритом и арсенопиритом. Пирит в них имеет глобулярное и тонкокристаллическое идиоморфное строение и содержит включения пирротина и рутила. Арсенопирит представлен тонкоигольчатыми кристаллами или их звёздчатыми агрегатами.

Содержание золота в отдельных образцах этого типа руд варьирует от единиц до 40 г/т и более [2,3,6]. Распределение золота и серебра в прослоях песчаников и алевропелитов неравномерное. Отмечается обогащение золотом более песчаных прослоев (3,9-10,5 г/т) и обеднение им прослоев углеродистых алевропелитов (0,7-1,7 г/т) при общем невысоком содержании серебра.

Видимого золота, даже при высоких его содержаниях, в этом типе минерализованных пород обнаружено не было.

Оруденение локализуется в крутопадающих зонах дробления и расщепления к которым часто приурочены дайки диоритового, диабазового и габбро-диабазового состава. В этом случае золоторудная минерализация накладывается как на вмещающие породы, так и на самодайки которые при этом лиственитизируются. Содержание золота в этих зонах не высокое и редко превышает 5,0÷8,0 г/т. Сульфиды здесь представлены пирротин, пиритом и арсенопиритом в порядке убывания.

В пределах вышеописанных рудных зон размеры рудных тел варьируют - по простиранию от 10 м до 750 м, по падению от 12 м до 250 м, при средней мощности - от 2,8 м до 8,6 м (мощностей рудных тел до 172,6%). Характер распределения золота весьма неравномерный (коэффициенты вариации содержаний золота – до 213,5%) [1,3,6].

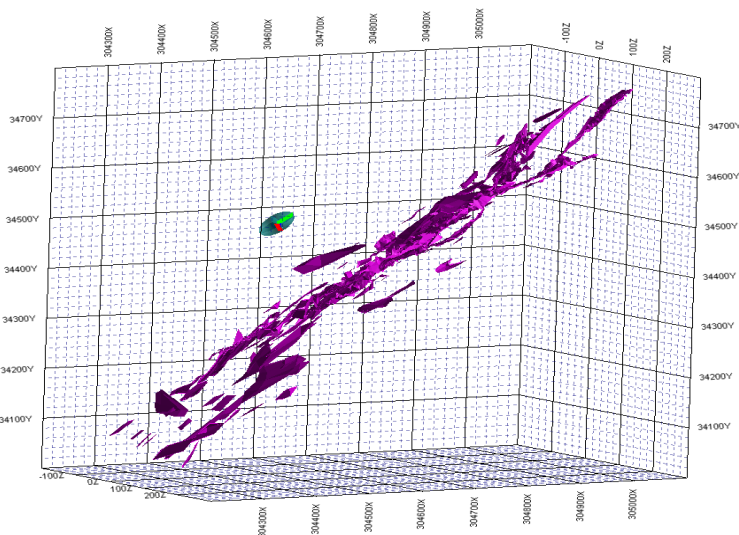


Рисунок 1.3 - Пространственное положение каркаса и эллипсоида рудной зоны 1-3

1.3 Гидрогеологические условия месторождения

Оценка гидрогеологических условий отработки месторождения приводится по результатам разведки и эксплуатации рудника, главные из них получены при мониторинге в 2004-2008г.г [2,4,6].

Район месторождения характеризуется острым дефицитом влаги. Ближайшие поверхностные водотоки удалены от месторождения на 10-12 км (р.р. Мукур, Мырзабек), сток их не влияет на обводненность месторождения и не может использоваться для решения вопросов водоснабжения.

Мощные водоносные горизонты со значительными естественными ресурсами и эксплуатационными запасами подземных вод отсутствуют.

Источником формирования подземных вод являются атмосферные осадки, главным образом зимне-весеннего периода.

Водопритоки в горные выработки в 2004-2008 г.г. составляли:

- средние месячные 302 (январь 2004 г.) - 2673 м³/сутки (апрель 2007г.);
- средние годовые 897 (2004 г.) - 1948 м³/сутки (2007 г.);
- средний за 2004-2008 гг. - 1480м³/сутки.

Развитие горных работ на глубину и по площади (в т.ч. в районе карьера №4) может привести к увеличению общего водопритока, максимальная величина которого, по величине естественных ресурсов - 3190м³/сутки.

По данным наблюдений за водопритоком подземных вод в шахту с 2004 г. по 2008 г., максимальный водоприток отмечен во время паводка в марте месяце 2007 г. Водоприток составил 62 м³/ч [1,3,4].

До настоящего времени увеличение водопритока в шахте не наблюдается. Ожидаемый номинальный водоприток в шахту определен в

объеме - 148 м³/ч. Максимальный расчетный водоприток - 291 м³/ч. В данное время водоприток по шахте равен 60-65 м³/ч.

Дренажная рудничная вода используется для технических нужд рудника (потребность - 1700 м³/сутки). На фабрике организован водооборот. Эксплуатационные запасы дренажных вод для технических целей утверждены Восточно-Казахстанским отделением ГКЗ РК на 10 лет по категориям В - 1554; С₁ - 110 и С₂ - 67, всего В+С₁+С₂=1731 м³/сутки (Протокол № 468 от 4 ноября 2008 г.).

Пригодность дренажной воды для технических нужд (главный потребитель - обогатительная фабрика) установлена в производственных условиях в течение нескольких лет.

Питьевой водозабор, состоящий из четырех разведочно-эксплуатационных скважин (одна в эксплуатации, одна в резерве, две подсчетные), расположен в водосборном бассейне площадью 8,2 км² с естественными ресурсами около 420 м³/сутки (потребность 170 м³/сутки). Эксплуатационные запасы подземных вод питьевого качества утверждены Восточно-Казахстанским отделением ГКЗ РК на 10 лет по категориям В - 74; С₁ - 116 и С₂ - 110, всего В+С₁+С₂=290 м³/сутки.

Качество подземных вод по всем показателям удовлетворяет требования питьевых норм: сухой остаток 538-838 мг/дм³, рН 6,7-9,0, жесткость 2,5-5,7 мг-экв/дм³, содержание неорганических веществ значительно ниже ПДК, органические вещества не обнаружены, радиационное состояние удовлетворительное, в связи с незащищенностью подземных вод от поверхностного загрязнения требуется водоподготовка хлорированием.

Геологическое строение месторождения Суздальское сравнительно простое - повсеместно развиты породы терригенной формации: алевролиты, сланцы, песчаники, в том числе известковистые, кремнистые, карбонатные, известняки, известняки карбонатного возраста, интенсивно тектонически нарушенные [1,2,3].

Разломы ориентированы под разными углами к простиранию пород, тектонические подвижки по ним привели к образованию узких, крутопадающих катаклазированных зон, характеризующихся интенсивной трещиноватостью и образованием разрушенных до щебнистого, щебнисто-дресвяного, глинистого (милониты) состояния и обломочных сильно трещиноватых, реже раздробленных горных пород, с хорошей водопроницаемостью. В приповерхностных условиях карбонатные отложения разрушены до суглинистого состояния, что препятствует питанию подземных вод.

Объектом разведки и добычи на месторождении являются золотоносные рудные тела, локализованные в корках выветривания каолин-гидрослюдистого состава, развитых по рудным зонам гидротермально-измененных пород, ныне - первичные золото-сульфидные руды.

Горные породы до 40-60 м разбиты трещинами, в которых преобладает система кливажных, пространственно совпадающих с направлением простирания пород и понижением абсолютных отметок рельефа. Кливаж

усилен процессами физического выветривания. Большинство трещин мелкие, закрытые, залеченные.

На месторождении два типа руд: окисленные и первичные сульфидные, которые в зоне выветривания окисляются, образуя в небольших количествах растворимые вещества (преимущественно сульфаты).

Рудные тела №№1, 3 сближены, рудные тела №2 расположены к югу и юго-западу от первых. Дневная поверхность на месторождении сложена четвертичными отложениями, ниже них залегают глины неогена и глинисто-щебнистая кора выветривания. Ввиду небольших уклонов земной поверхности преобладает плоскостной смыв временными потоками, который в четвертичное время сформировал суглинисто- супесчаные отложения со щебнем, дресвой и песком.

Таким образом, в результате геологической истории развития сформировался своеобразный геологический разрез, определяющий общие гидрогеологические условия: в основании залегают неизменные, практически водоупорные (трещиноватые по зонам нарушений) палеозойские породы, выше - трещиноватые породы палеозоя и дезинтегрированные водопроницаемые образования коры выветривания, перекрытые глинистыми образованиями коры выветривания и глинами неогена в понижениях рельефа. Четвертичные суглинистые покровные отложения относительно слабо водопроницаемы, маломощны или отсутствуют.

Геологическое строение района и месторождения не благоприятно для формирования значительных ресурсов и запасов подземных вод.

В описываемом районе, аналогично с другими мелкосопочными территориями Восточно-Казахстанской области, практически все литологические и стратиграфические разности пород содержат подземные воды. Они формируются за счет атмосферных осадков. Формирование ресурсов и режима зависит от климатических, орографических условий, состава и коллекторских свойств водовмещающих пород, пород зоны аэрации.

Основной областью питания подземных вод являются денудационно-тектонические и денудационные возвышенности с мелкосопочным, редко с низкогорным, рельефом. Потоки трещинных вод направлены в сторону местных базисов эрозии. Разгрузка происходит в малочисленных родниках в основаниях склонов, испарением на мочажинах, сезонных озерах и по руслам временных поверхностных водотоков.

На водораздельных участках, благодаря лучшему водообмену и отсутствию испарения, формируются преимущественно пресные гидрокарбонатно-сульфатные кальциево-магниевые и сульфатно-гидрокарбонатные натриево-магниевые воды с минерализацией до 1 г/дм³.

По мере удаления от возвышенностей к подножью, на выположенных склонах накапливается суглинисто-глинистый покров, что приводит к ухудшению питания, к замедлению водообмена, увеличению испарения, способствует накоплению солей. Подземные воды становятся сульфатно-

хлоридными кальциево-натриевыми и хлоридно-сульфатными с минерализацией до и более 5 г/дм³.

Особенности гидрогеологических условий района определяются следующими факторами: острый дефицит влаги; отсутствие постоянного поверхностного стока;

Развитие подземных вод в зонах открытой трещиноватости с резкой анизотропией фильтрационных свойств водовмещающих пород.

Район характеризуется сложными гидрогеологическими условиями, возможные месторождения подземных вод относятся к наиболее сложной третьей группе.

Подземные воды современных отложений формируются за счет инфильтрации атмосферных осадков и поверхностного сезонного временного стока с прилегающих водосборных бассейнов. Расходятся они на испарение. Практического значения для целей водоснабжения не имеют.

Суздальское месторождение расположено в одном из межсопочных понижений с прилегающей площадью водосбора 29 км². На месторождении вверху залегает невыдержанный по мощности четвертичный водоносный горизонт (пески, супеси, суглинки мощностью до 10 м), подстилают его неогеновые глины или образования коры выветривания [1,3,4].

Имели место кратковременные "прорывы" из трещиноватых зон и вскрытых геологоразведочных скважин 15-40 м³/ч. В настоящее время область депрессии подземных вод находится в стадии формирования. Ее границы будут стремиться к водоразделам расчетной области питания (водосборный бассейн площадью 29 м²).

Обоснование запасов месторождения и кондиции, принятые к подсчету запасов месторождении приведены в приложении А.

2 ВЫБОР МЕТОДА РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Граничный коэффициент вскрыши определяется по формуле [6,7,9]

$$K_{\text{гр.}} = \frac{K_{\text{изв}}(C_{\text{П}} - C_{\text{О}})}{C_{\text{В}}}, \text{ тг/т}, \quad (1.1)$$

$$K_{\text{гр.}} = \frac{0,88 \cdot (20\,000 - 10\,000)}{6\,000} = 1,5 \text{ тг/т},$$

где $K_{\text{гр.}}$ – коэффициент извлечения руды при открытых работах;

$C_{\text{П}}$ – себестоимость добычи полезного ископаемого подземным способом, тг/т;

$C_{\text{О}}$ – себестоимость добычи полезного ископаемого открытым способом без учета вскрышных работ, тг/т;

$C_{\text{В}}$ – себестоимость вскрыши, тг/т.

По формуле Б.П.Боголюбова [6,7,8]

$$X = \frac{K_{\text{Г}} \cdot m}{ctq\beta + ctq\gamma}, \quad (1.2)$$

$$X = \frac{1,5 \cdot 60}{0,70} \approx 1,30 \text{ м},$$

где X – предельная допустимая глубина открытой разработки от поверхности, м;

m – суммарная горизонтальная мощность рудных тел, м;

β и $\gamma = 60^\circ$ – средние углы откоса бортов карьера, соответственно висячем и в лежащем боках рудного тела.

Мощность наносов от дневной поверхности до рудного тела составляет $h = 150$ м. Проектом принимается подземный способ разработки месторождения.

2.1 Основные параметры рудника

Годовая производственная мощность и срок существования рудника.

Для определения срока службы рудника используем формула Тейлора по потребности количества металла [8,9]

$$T_{\text{р}} = 0,3\sqrt[4]{Q}, \quad (2.1)$$

$$T_{\text{р}} = \sqrt[4]{8\,500\,000} \approx 17 \text{ лет},$$

где Q – промышленные запасы месторождения, т.

Годовая производственная мощность рудника

$$A = \frac{Q}{T}, \quad \text{т/год}, \quad (2.2)$$

$$A = \frac{8\,500\,000}{17} = 500\,000 \text{ т/год.}$$

Принимаем годовую производственную мощность $A = 500\,000$ т/год.

Срок службы с учетом строительства горнорудного предприятия [5,7,11] и завершения добычных работ составит

$$T_{\text{общ}} = T_c + T_p + T_z, \quad (2.4)$$

$$T_{\text{факт.}} = 2 + 17 + 1 = 20 \text{ года,}$$

Из расчётных показателей выбираем срок эксплуатации рудника 20 лет.

Проектом принят вахтовый режим работы рудника:

- количество рабочих дней в году - 350;
- подземная группа - две смены по 10 ч;
- поверхностная группа - две смены по 11 ч.

3 ВСКРЫТИЕ И ПОДГОТОВКА МЕСТОРОЖДЕНИЯ

От правильного выбора способа вскрытия и подготовки зависит дальнейшая рентабельность отработки всего месторождения в целом, включая себестоимость транспортировки, капитальные затраты, потери в целиках и т.д. Для этого необходимо выбрать несколько вариантов вскрытия, а из них, наиболее экономически пригодный вариант [8,9,11].

Рассмотрим следующие приемлемые варианты вскрытия месторождения:

- 1) Двумя центрально-сдвоенными вертикальными стволами со стороны лежачего бока и этажными квершлагами, а также двумя фланговыми вентиляционными стволами;
- 2) Двумя центрально-сдвоенными вертикальными стволами со стороны висячего бока и этажными квершлагами, а также двумя фланговыми вентиляционными стволами;
- 3) Двумя центрально-сдвоенными вертикальными стволами, пройденными со дна карьера, пересекая месторождение и этажными квершлагами, а также двумя фланговыми вентиляционными стволами;
- 4) Двумя центрально-сдвоенными вертикальными стволами со стороны лежачего бока и групповыми квершлагами, а также двумя фланговыми вентиляционными стволами;
- 5) Одним наклонным съездом (Автотранспортный уклон) со стороны лежачего бока и этажными квершлагами, а также двумя фланговыми вентиляционными стволами (восстающими) [5,8,11].

Из рассматриваемых вариантов вскрытия с низкими приоритетами, ввиду ощутимых недостатков, являются:

1 вариант – большая протяженность этажных квершлагов, откатка горной массы на каждом горизонте, относительно высокие капзатраты на строительство ОД;

2 вариант – долгий срок ввода в эксплуатацию верхних горизонтов из-за большой протяженности верхних этажных квершлагов, высокие первоначальные капзатраты;

3 вариант – потери ценной руды в охранных целиках.

Сравнение оставшихся двух вариантов произведем по технико-экономическим показателям.

3.1 Вскрытие двумя центрально-сдвоенными вертикальными стволами со стороны лежачего бока и групповыми квершлагами, а также двумя фланговыми вентиляционными стволами

Капитальные затраты

Проходка главного ствола шахты (скиповой, клетевой)

$$K_{\text{верт.ств}} = H \cdot k \cdot n, \quad (3.1)$$

$$K_{\text{верт.ств}} = 530 \cdot 750\,000 \cdot 2 = 795\,000\,000 \text{ тг,}$$

где H - высота ствола, м;

k - стоимость строительства и проходки 1 п.м.ствола, тг;

n - количество стволов.

Проходка вентиляционного ствола

$$K_{\text{вент}} = H_B \cdot k_B \cdot n_B, \quad (3.2)$$

$$K_{\text{вент.}} = 500 \cdot 450\,000 \cdot 2 = 450\,000\,000 \text{ тг,}$$

где H - высота вентиляционного ствола, м;

k - стоимость строительства и проходки 1 п.м.вентиляционного ствола, тг;

n - количество вентиляционных стволов.

Проходка квершлагов

$$K_{\text{кверш.}} = \sum L_K \cdot K_K, \quad (3.3)$$

$$K_{\text{кверш.}} = 4200 \cdot 220\,000 = 924\,000\,000 \text{ тг,}$$

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

Проходка штреков

$$K_{\text{шт.}} = \sum L_{\text{шт.}} \cdot K_{\text{шт.}}, \quad (3.4)$$

$$K_{\text{шт.}} = 3000 \cdot 130\,000 = 390\,000\,000 \text{ тг.}$$

Проходка капитального рудоспуска

$$K_{\text{кр}} = H_{\text{кр}} \cdot k_{\text{кр}} \cdot n_{\text{кр}}, \quad (3.5)$$

$$K_{\text{кр}} = 500 \cdot 105\,000 \cdot 2 = 105\,000\,000 \text{ тг.}$$

Проходка и оборудование околоствольного двора

$$K_{\text{од}} = (0,24 + 0,48 \cdot A_r) \cdot n \cdot K_{\$}, \quad (3.6)$$

$$K_{\text{од}} = (0,24 + 0,48 \cdot 5,3) \cdot 2 \cdot 420 = 302\,544\,000 \text{ тг,}$$

где n – количество околоствольных дворов;

$K_{\$}$ - курс доллара США.

Строительство надшахтных зданий и сооружений

$$K_{3Д} = (9,3 + 3,24 \cdot A_r) \cdot K_{\$,} \quad (3.7)$$

$$K_{3Д} = (9,3 + 3,24 \cdot 5,3) \cdot 420 = 111\,182\,400 \text{ тг}$$

Итого капитальных ратрат

$$\sum K = K_{\text{верт.ств}} + K_{\text{вент}} + K_{\text{кверш}} + K_{\text{ш}} + K_{\text{кр}} + K_{\text{од}} + K_{3Д}, \quad (3.8)$$

$$\begin{aligned} \sum K &= 795\,000\,000 + 450\,000\,000 + 924\,000\,000 + 390\,000\,000 + 105\,000\,000 \\ &+ 302\,544\,000 + 111\,182\,400 = 3\,077\,726\,400 \end{aligned}$$

Удельные капитальные затраты на 1 т извлекаемых запасов

$$\bar{K} = \frac{\sum K_i}{Q_{\text{изв}}}, \quad (3.9)$$

$$\bar{K} = \frac{3\,077\,726\,400}{8\,500\,000} = 362 \text{ тг/т},$$

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

Удельные капитальные затраты на 1 т годовой добычи

$$K_{\text{уд}} = \frac{\sum K}{A_r}, \quad (3.10)$$

$$K_{\text{уд}} = \frac{3\,077\,726\,400}{500\,000} \approx 6\,156 \text{ тг/т}.$$

Эксплуатационные расходы

Стоимость поддержания стволов шахты

$$C = H \cdot \mathcal{E}_{\text{верт}} \cdot n \cdot T, \quad (3.11)$$

$$C = 530 \cdot 60\,000 \cdot 2 \cdot 20 = 1\,272\,000\,000 \text{ тг},$$

где $C_{\text{верт}}$ – стоимость поддержания 1 м вертикального ствола.

Стоимость поддержания вентиляционных стволов

$$C_{\text{вент}} = H_e \cdot \mathcal{E}_{\text{вент}} \cdot n_e \cdot T, \quad (3.12)$$

$$C_{\text{вент}} = 500 \cdot 30\,000 \cdot 2 \cdot 20 = 600\,000\,000 \text{ тг}.$$

Стоимость поддержания квершлаггов

$$C_{кв} = L_{ср.кв} \cdot C_C \cdot 2 \cdot T, \quad (3.13)$$

$$C_{кв} = 450 \cdot 18\,000 \cdot 2 \cdot 20 = 324\,000\,000 \text{ млн. тг}$$

где $L_{ср.кв}$ - средняя длина квершлагов, м;

T - время эксплуатации рудника, год.

Стоимость откатки по квершлагам

$$C_{от} = L_{ср.кв} \cdot Q_{извл} \cdot K_{отк}, \quad (3.14)$$

$$C_{от} = 450 \cdot 8\,500\,000 \cdot 0,08 = 306\,000\,000 \text{ тг},$$

где $K_{отк}$ - стоимость откатки 1т руды по квершлагам.

Стоимость подъема руды по стволу шахты

$$C_{под.р} = Q_{извл} \cdot H_C \cdot K_{под}, \quad (3.15)$$

$$C_{под.р} = 8\,500\,000 \cdot 530 \cdot 0,16 = 720\,800\,000 \text{ тг},$$

где $K_{под}$ - коэффициент подъема руды по стволу шахты.

Стоимость ремонта надшахтных сооружений

$$C_{ис} = (0,164 + 0,07 \cdot A_r) \cdot K_{\$} \cdot T, \quad (3.16)$$

$$C_{ис} = (0,164 + 0,07 \cdot 0,5) \cdot 420 \cdot 20 = 982\,800\,000 \text{ тг}.$$

Итого эксплуатационные расходы

$$\sum \mathcal{E}_c = C + C_{вент} + C_{кв} + C_{отк} + C_{под.р} + C_{ис}, \quad (3.17)$$

$$\sum \mathcal{E}_c = 1\,272\,000\,000 + 600\,000\,000 + 324\,000\,000 + 306\,000\,000 + 720\,800\,000 + 982\,800\,000 = 4\,204\,800\,000 \text{ тг}.$$

Эксплуатационные расходы на 1 т руды

$$\overline{C}_3 = \frac{\sum \mathcal{E}}{Q_{извл}}, \quad (3.18)$$

$$\overline{C}_3 = \frac{4\,204\,800\,000}{8\,500\,000} \approx 495 \text{ тг/т}.$$

Отнесенные расходы

$$C_3 = \overline{K} + \overline{C}_3, \quad (3.19)$$

$$C_3 = 362 + 495 = 857 \text{ тг/т}$$

Приведенные затраты

$$I = C_{\text{э}} + E_n \cdot K_{\text{уд}}, \quad (3.20)$$

$$I = 857 + 0,14 \cdot 6\,156 \approx 1\,719 \text{ тг/т},$$

где E_n – коэффициент эффективности капитальных вложений

3.2 Одним наклонным съездом со стороны лежачего бока и этажными квершлагами, а также двумя фланговыми вентиляционными стволами

Капитальные затраты

Проходка главного съезда шахты

$$K_c = \sum L_c \cdot k_c, \quad (3.21)$$

$$K_c = 1200 \cdot 400\,000 = 480\,000\,000 \text{ тг},$$

где $\sum L_c$ - общая длина съезда, м;

k_c - стоимость проходки 1 м съезда, тг;

n - количество съездов.

Проходка вентиляционного ствола

$$K_{\text{вент}} = H_B \cdot k_B \cdot n_B, \quad (3.22)$$

$$K_{\text{вент.}} = 500 \cdot 450\,000 \cdot 2 = 450\,000\,000 \text{ тг},$$

Проходка квершлагов

$$K_{\text{кверш.}} = \sum L_K \cdot K_K, \quad (3.23)$$

$$K_{\text{кверш.}} = 1\,600 \cdot 220\,000 = 352\,000\,000 \text{ тг},$$

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

Проходка штреков

$$K_{\text{шт.}} = \sum L_{\text{шт.}} \cdot K_{\text{шт.}}, \quad (3.24)$$

$$K_{\text{шт.}} = 1400 \cdot 130\,000 = 182\,000\,000 \text{ тг}.$$

Проходка рудоспусков

$$K_{\text{кр.}} = \sum H_{\text{кр.}} \cdot k_{\text{кр.}}, \quad (3.25)$$

$$K_{кр} = 900 \cdot 105\,000 = 94\,500\,000 \text{ тг.}$$

Строительство портала съезда

$$K_{норм.} = 0,12 \cdot (9,3 + 3,24 \cdot A_r) \cdot K_{\$}, \quad (3.26)$$

$$K_{норм} = 0,12 \cdot (9,3 + 3,24 \cdot 0,5) \cdot 420 = 550\,368\,000 \text{ тг}$$

Строительство надшахтных зданий и сооружений

$$K_{зд} = (9,3 + 3,24 \cdot A_r) \cdot K_{\$}, \quad (3.27)$$

$$K_{зд} = (9,3 + 3,24 \cdot 5,3) \cdot 420 = 279\,140\,000 \text{ тг}$$

Итого капитальных затрат

$$\sum K = 2\,388\,008\,000 \text{ тг}$$

Удельные капитальные затраты на 1 т извлекаемых запасов

$$\bar{K} = \frac{\sum K_2}{Q_{изв}},$$

$$\bar{K} = \frac{2\,388\,008\,000}{8\,500\,000} \approx 281 \text{ тг/т},$$

где $\sum K_2$ - сумма капитальных затрат, тг.

Удельные капитальные затраты на 1 т годовой добычи

$$K_{yd} = \frac{\sum K}{A_r},$$

$$K_{yd} = \frac{2\,388\,008\,000}{500\,000} = 4\,776 \text{ тг/т}.$$

Эксплуатационные расходы

Стоимость поддержания съезда шахты

$$C_c = \sum L_c \cdot \mathcal{E}_c \cdot T,$$

$$C_c = 1\,200 \cdot 20\,000 \cdot 20 = 480\,000\,000 \text{ тг},$$

где \mathcal{E}_c – стоимость поддержания 1 мсъезда.

$$C_{вент} = H_g \cdot \mathcal{E}_{вент} \cdot n_g \cdot T,$$

$$C_{вент} = 500 \cdot 30\,000 \cdot 2 \cdot 20 = 600\,000\,000 \text{ тг.}$$

Стоимость поддержания квершлагов

$$C_{кв} = L_{ср.кв} \cdot C_C \cdot 2 \cdot T, \quad (3.13)$$

$$C_{кв} = 250 \cdot 14\,000 \cdot 2 \cdot 20 = 140\,000\,000 \text{ млн. тг}$$

где $L_{ср.кв}$ - средняя длина квершлагов, м;

T - время эксплуатации рудника, год.

Стоимость откатки по квершлагам

$$C_{от} = L_{ср.кв} \cdot Q_{извл} \cdot K_{отк},$$

$$C_{от} = 250 \cdot 8\,500\,000 \cdot 0,06 = 127\,500\,000 \text{ тг,}$$

где $K_{отк}$ - стоимость откатки 1т руды по квершлагам.

Стоимость подъема руды по съезду шахты

$$C_{н.р} = Q_{извл} \cdot L_{ср} \cdot K_{н.р},$$

$$C_{н.р} = 8\,500\,000 \cdot 600 \cdot 0,12 = 612\,000\,000 \text{ тг,}$$

где $K_{н.р}$ - коэффициент подъема руды по съезду шахты.

Стоимость ремонта надшахтных сооружений

$$C_{ис} = (0,164 + 0,07 \cdot A_r) \cdot K_s \cdot T,$$

$$C_{ис} = (0,164 + 0,07 \cdot 0,5) \cdot 420 \cdot 20 = 167\,160\,000 \text{ тг.}$$

Итого эксплуатационные расходы:

$$\sum \mathcal{E} = 2\,126\,660\,000$$

Эксплуатационные расходы на 1 т руды

$$\overline{C_{\mathcal{E}}} = \frac{\sum \mathcal{E}}{Q_{извл}},$$

$$\overline{C_{\mathcal{E}}} = \frac{2\,126\,660\,000}{8\,500\,000} \approx 251 \text{ тг/т.}$$

Отнесенные расходы

$$C_{\mathcal{E}} = \overline{K} + \overline{C_{\mathcal{E}}},$$

$$C_9 = 281 + 251 = 532 \text{ тг/т}$$

Приведенные затраты

$$I = C_9 + E \cdot K_{\text{ю}} ,$$

$$I = 532 + 0,14 \cdot 4\,776 = 1200 \text{ тг/т},$$

где E – коэффициент эффективности капитальных вложений.

Расчеты показали, что приведенные затраты по 1 варианту составили 1 719 тг/т, а по 2 варианту 1 200 тг/т, т.е. на 20 % экономически эффективнее вариант вскрытие - одним наклонным съездом со стороны лежащего бока и этажными квершлагами, а также двумя фланговыми вентиляционными стволами.

Методика выбора и схема подготовки месторождения приведены в приложении Б.

4 ВЫБОР СИСТЕМЫ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ

4.1 Обоснование системы разработки

Суздальское месторождение представлено наклонными и крутопадающими маломощными и средней мощности рудными телами. По падению рудные тела разделяют на этажи высотой 40 м (в отдельных случаях возможно увеличение высоты блока при обосновании в локальных проектах) [4,5].

В соответствии с требованиями «Единых правил охраны недр...» и практикой разработки месторождений в аналогичных условиях в качестве основной выемочной единицы принят блок с параметрами:

- длина - 50-100м;
- высота - 40 м, равная высоте этажа (в отдельных случаях возможно увеличение высоты блока при обосновании в локальных проектах);
- ширина - 1,5 -10 м, равная мощности рудных тел.

Параметры выемочной единицы определены из условия выполнения всего цикла технологических процессов по системе разработки и развития в блоке максимального фронта очистных работ, обеспечивающих высокопроизводительную работу ПДМ с учетом многозабойного обслуживания при рациональном расстоянии транспортирования руды.

Блок отрабатывают одной системой разработки и технологической схемой выемки с полным законченным циклом выемки, подсчетом запасов руды и определением количественных показателей извлечения. На отработку блока в соответствии с требованиями «Норм технологического проектирования ...», ПТЭ и ТПБ составляют локальный проект [5].

4.2 Выбор рациональной системы разработки

Суздальское месторождение характеризуется разнообразием залегания рудных тел, представленных маломощными (1,5-3,0 м) и средней мощности (3-10м) рудными телами, с углами падения 30-85°, руды и вмещающие породы от устойчивых, средней устойчивости до неустойчивых, крепостью $f = 5 - 14$ [4,5].

В соответствии с горно-геологическими условиями месторождения предусматривается применение систем разработки с обрушением налегающих пород и закладкой выработанного пространства.

При выборе систем разработки учитывались следующие технологические факторы:

- необходимость сокращения до минимума удельного объема подготовительно-нарезных породных работ и максимальной проходки горных выработок в контурах рудных тел;
- формирование при очистной выемке плоских днищ и применение технологических схем с торцовым и боковым фронтальным выпуском руды;
- обеспечение минимальных потерь и разубоживания руды.

На основании изложенного и практики применения систем разработки в аналогичных условиях для отработки месторождения приняты следующие варианты систем разработки [9,10]:

- 1) система этажно-камерной выемки с отбойкой руды из подэтажных штреков;
- 2) подэтажного обрушения с выпуском руды через воронки с использованием скреперного оборудования;
- 3) этажно-камерной выемки с отбойкой руды из подэтажных штреков с закладкой выработанного пространства, нисходящий порядок отработки блока;
- 4) слоевая выемка руды с закладкой выработанного пространства, восходящий порядок отработки блока.

Из принятых систем разработки выбираем три наиболее приемлемых системы и методом сравнительной оценки с учетом совокупности критериев оптимальности по наименьшей норме вектора принимаем наиболее оптимальную [9,10].

Составляется матрица критериев оптимальности по таблице 4.1.

Таблица 4.1- Критерии оптимальности

Наименование критерия оптимальности	варианты		
	1	3	4
Производительность забойного рабочего, т/см	<u>180</u>	150	140
Себестоимость добычи 1 т руды, тг/т	<u>1300</u>	2100	2300
Коэффициент извлечения	0,88	0,96	<u>0,97</u>
Коэффициент разубоживания	0,18	0,07	<u>0,06</u>
Ценность руды, тг/т	25440	<u>28932</u>	26300
Экономический ущерб от разубоживания, тг/т	350	<u>200</u>	250
Экономический ущерб от потерь, тг/т	950	<u>650</u>	700
Суммарные технологические затраты	<u>6100</u>	7500	7300
Рентабельность использования руды, %	<u>120</u>	100	90
Коэффициент эффективности системы разработки	<u>0,74</u>	0,65	0,59

Из таблицы 4.1, определенным законом выделяются наилучшие количественные показатели.

Расчет отклонений оптимальных значений от расчетных по методике профессора Цоя С.В.

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

$$\Delta J_{11}^{jp} = \frac{180 - 180}{180 - 140} = 0$$

$$\Delta J_{12}^{jp} = \frac{150 - 180}{180 - 140} = -0,75$$

$$\Delta J_{13}^{jp} = \frac{140 - 180}{180 - 140} = -1$$

$$\begin{aligned}
\Delta J_{21}^{jp} &= \frac{1300-1300}{2300-1300} = 0 & \Delta J_{22}^{jp} &= \frac{2100-1300}{2300-1300} = 0,8 & \Delta J_{23}^{jp} &= \frac{2300-1300}{2300-1300} = 1 \\
\Delta J_{31}^{jp} &= \frac{0,88-0,97}{0,97-0,88} = -1 & \Delta J_{32}^{jp} &= \frac{0,96-0,97}{0,97-0,88} = -0,11 & \Delta J_{33}^{jp} &= \frac{0,97-0,97}{0,97-0,88} = 0 \\
\Delta J_{41}^{jp} &= \frac{0,18-0,06}{0,18-0,06} = 1 & \Delta J_{42}^{jp} &= \frac{0,07-0,06}{0,18-0,06} = 0,08 & \Delta J_{43}^{jp} &= \frac{0,06-0,06}{0,18-0,06} = 0 \\
\Delta J_{51}^{jp} &= \frac{25440-28932}{28932-25440} = -1 & \Delta J_{52}^{jp} &= \frac{28932-28932}{28932-25440} = 0 & \Delta J_{53}^{jp} &= \frac{26300-28932}{28932-25440} = -0,75 \\
\Delta J_{61}^{jp} &= \frac{350-200}{350-200} = 1 & \Delta J_{62}^{jp} &= \frac{200-200}{350-200} = 0 & \Delta J_{63}^{jp} &= \frac{250-200}{350-200} = 0,33 \\
\Delta J_{71}^{jp} &= \frac{950-650}{950-650} = 1 & \Delta J_{72}^{jp} &= \frac{650-650}{950-650} = 0 & \Delta J_{73}^{jp} &= \frac{700-650}{950-650} = 0,17 \\
\Delta J_{81}^{jp} &= \frac{6100-6100}{7500-6100} = 0 & \Delta J_{82}^{jp} &= \frac{7500-6100}{7500-6100} = 1 & \Delta J_{83}^{jp} &= \frac{7300-6100}{7500-6100} = 0,25 \\
\Delta J_{91}^{jp} &= \frac{120-120}{120-90} = 0 & \Delta J_{92}^{jp} &= \frac{100-120}{120-90} = -0,66 & \Delta J_{93}^{jp} &= \frac{90-120}{120-90} = -1 \\
\Delta J_{101}^{jp} &= \frac{0,74-0,74}{0,74-0,59} = 0 & \Delta J_{102}^{jp} &= \frac{0,65-0,74}{0,74-0,59} = -0,6 & \Delta J_{103}^{jp} &= \frac{0,59-0,74}{0,74-0,59} = -1
\end{aligned}$$

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

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

$$R_1 = \sqrt{0^2 + 0^2 + 1^2 + 1^2 + 1^2 + 1^2 + 1^2 + 0^2 + 0^2 + 0^2} = 1,23$$

$$R_3 = \sqrt{0,75^2 + 0,8^2 + 0,11^2 + 0,08^2 + 0^2 + 0^2 + 0^2 + 1^2 + 0,66^2 + 0,6^2} = 1,73$$

$$R_4 = \sqrt{1^2 + 1^2 + 0^2 + 0^2 + 0,75^2 + 0,33^2 + 0,17^2 + 0^2 + 1^2 + 1^2} = 2,17$$

По показателю наименьшей норме вектора выбрана окончательная целесообразная система разработки. В данном случае наилучшей нормой вектора является $R_1 = 1,23$, которой соответствует системе этажно-камерной выемки с отбойкой руды из подэтажных штреков.

4.3 Система этажно-камерной выемки с отбойкой руды из подэтажных штреков

Основные параметры системы разработки:

- высота блока равна высоте этажа - 40 м;
- длина блока - 80-90 м;
- длина камер - 25-40 м;
- ширина камер равна мощности рудных тел - 1,5-7,5 м;
- высота подэтажей - 10-13,3 м;
- толщина междуэтажного целика (потолочины камеры) и междукамерного целика - 3,5-4,0 и 5,0-5,5 м

Подготовительно-нарезные работы

Блок подготавливают проходкой из этажного доставочно-вентиляционного штрека вентиляционно-ходового восстающего (ВХВ). Из пройденного на фланге блока участкового наклонного съезда в рудном теле проходят подэтажные буровые штреки. На границе контуров формируемых камер из буровых штреков проходят отрезные восстающие. Из этажного доставочно-вентиляционного штрека к рудному телу проходят погрузочные заезды длиной 10 м, сбивая их с нижним буровым штреком камер [5].

Очистные работы

Очистную выемку руды начинают с разделки на всю высоту камеры отрезной щели, на расположенный по границе междукамерного целика отрезной восстающий, с последующей скважинной отбойкой руды из буровых штреков [14].

Руду отбивают комплектами веерных скважин диаметром 50-65 мм, пробуренных с помощью буровых станков Solo 1L, с опережением отбойки верхних подэтажей по отношению к нижним на величину 2-3 отбиваемых секций [5,6].

После полной выемки руды в камере производят обрушение междукамерных целиков и потолочин одним взрывом комплекта скважин диаметром 65-70 мм, пробуренных из ВХВ и погрузочных заездов верхнего этажа, с помощью буровых станков Solo 1L или ЛПС-3У и осуществляют окончательный выпуск руды из камеры через погрузочные заезды этажного доставочно-вентиляционного штрека. Соблюдается последовательный порядок выемки камер. Погрузку и доставку руды из очистных забоев до перегрузочных камер производят с помощью ПДМ Toro-301D и Cat R-1300G, транспортирование руды - автосамосвалами Paus РМКТ-10010.

5 СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ. ДОБЫЧА СУЛЬФИДНЫХ РУД НА СУЗДАЛЬСКОМ МЕСТОРОЖДЕНИИ

5.1 Особенности минералогии Суздальской месторождений золотосодержащих руд

В работах [2,12] на примере Суздальского месторождения показано, что тонкодисперсное золото может быть ассоциировано не только с сульфидными, но также и с породообразующими минералами (рисунок 5.1).

Золотоносность арсенопирита зависит от его морфологической разновидности. Выделяют две морфологические разновидности арсенопирита – игольчатый и таблитчатый. В работах [3,12] проведены исследования золотоносности арсенопирита золото-сульфидных месторождений Казахстана. (таблица 5.1)

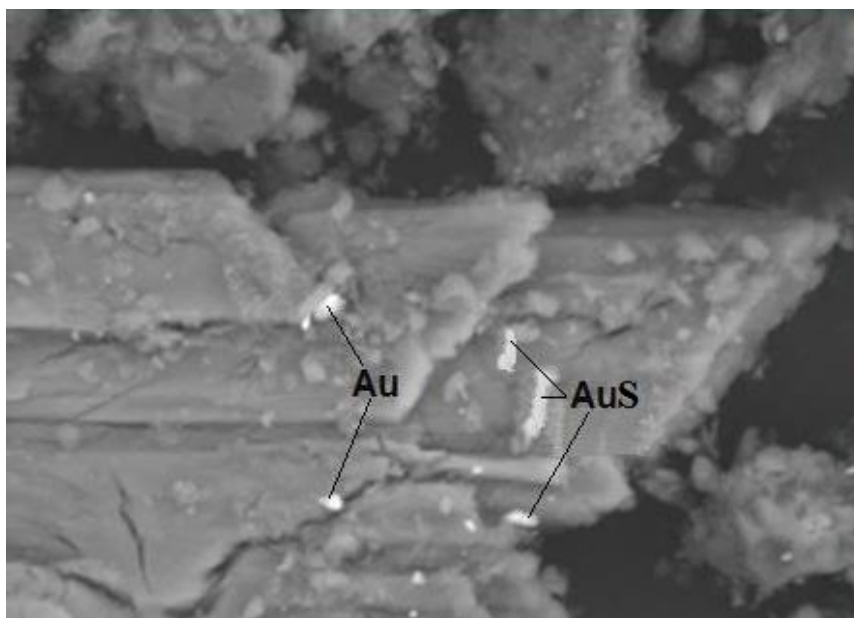


Рисунок 5.1 – Тонкокристаллическое золото и остаточные сульфиды (арсенопирит)

Таблица 5.1 – Средний химический состав и золотоносность арсенопирита в прожилково-вкрапленных золото-сульфидных рудах месторождений Суздаль [12]

Морфология арсенопирита	Fe	As	S	Au, г/т
	Массовая доля %			
тонкоигольчатый	34,67	42,90	22,29	580
таблитчатый из руд	33,60	45,33	20,02	70
таблитчатый из дайки	33,59	47,19	19,21	30

На рисунке 5.2 представлены морфологические разновидности арсенопирита месторождения Суздаль.

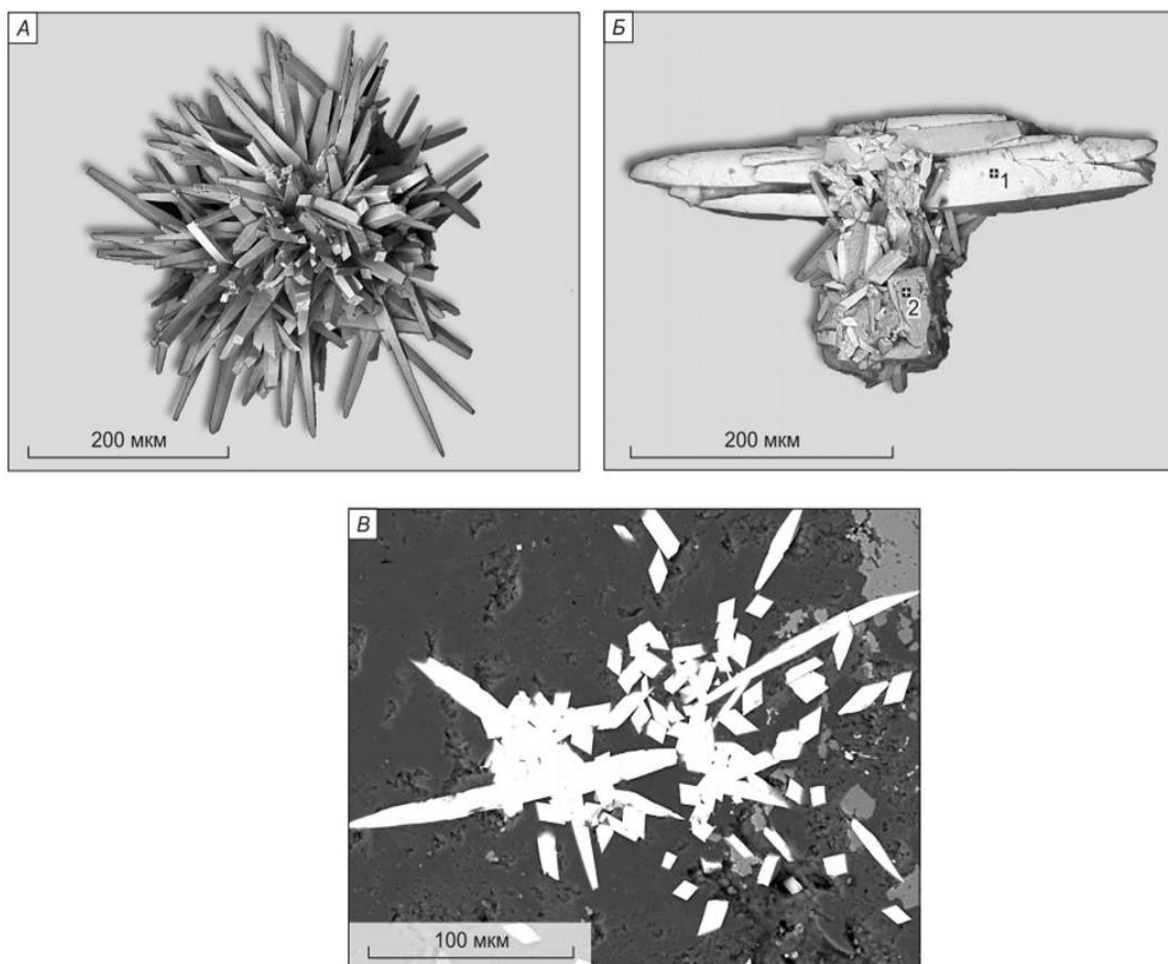


Рисунок 5.2 – Морфологические разновидности арсенопирита месторождении Суздаль. А - звездчатый агрегат игольчатого арсенопирита; Б - игольчатый и призматический арсенопирит /1/ и глобулярно-кристаллический пирит /2/; В - игольчатый и звездчатый арсенопирит

На рисунке 5.3 представлены образцы сульфидных золотосодержащих руд, в которых присутствует углеродистое вещество.

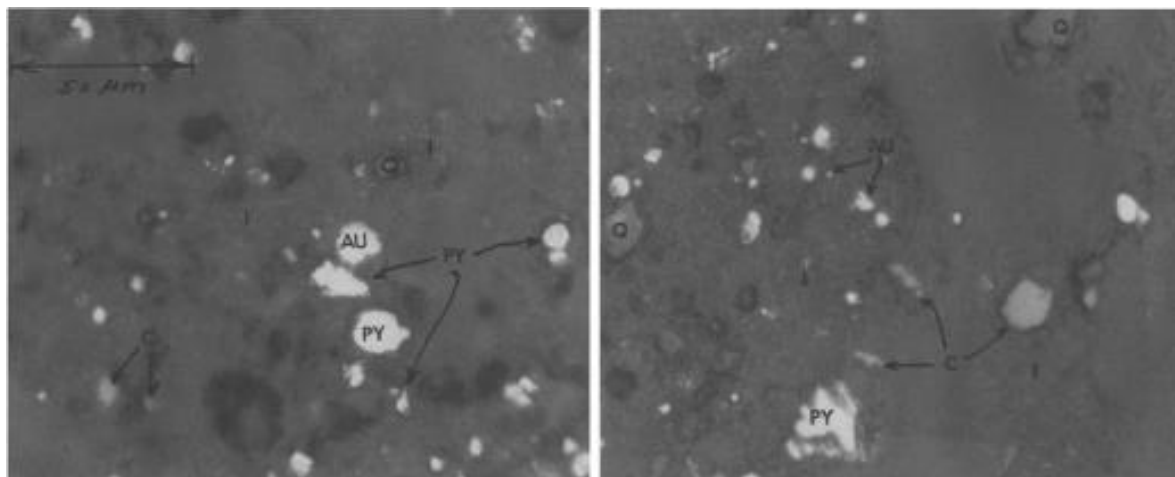


Рисунок 5.3 – Включения пирита (P_y), золота (Au) и органического углерода (C) в пороодообразующие минералы (кварц(Q)) и глину(I) [47]

Сорбционной активностью прожилково-вкрапленных золото-сульфидных руд зависит от вида соединения углеродного вещества. В работе [12] экспериментально доказано, что гуминовая кислота при взаимодействии с цианидным комплексом золота снижает извлечение золота с 95 до 50%.

Суздальская зона разломов имеет структуру, которой и обусловлены основные закономерности размещения золото-сульфидной минерализации.

Золотоносные сульфидные прожилки рудной зоны имеет близко меридиональные и широтные трещины.

5.2 Исследование добычи и переработки упорных золотосодержащих руд

Известно, что добыча и переработка золотосодержащих руд требуют безопасных для окружающей среды и экономически выгодных технологий. Традиционными методами раскрытия сульфидов являются автоклавное выщелачивание и обжиг. Но эти процессы сопровождаются экологически вредными выбросами. Поэтому для Суздальского месторождения предлагаю новый метод добычи золота - биологическое выщелачивание. Дорогой металл здесь добывается из руды с помощью бактерий, которые окисляют сульфиды и разрушают минералы. Метод приближен к естественному природному, только это происходит в более короткий срок [13].

Основной технологический процесс включает цеха дробления, измельчения, флотационного обогащения, BIOX (био-выщелачивания) и CIL (сорбционного цианирования).

На руднике «Суздаль» использует три технологии, разработанные Metso Outotec, для переработки упорных золотосодержащих руд [13]:

- Установка BIOX (биовыщелачивание) разработана для предварительной обработки концентратов, полученных из упорных золотосодержащих руд.
- Установка ASTER (Очистка жидкой фазы хвостов цианирования) — процесс биологического разрушения тиоцианата и цианида, где в результате образуется нетоксичный раствор, который можно вернуть в предыдущие металлургические контуры или безопасно утилизировать в окружающую среду. Установка ASTER™ на руднике «Суздаль» позволила улучшить водный баланс производства, запущена в эксплуатацию в 2013 году.

Установка NiTeCC разработана для извлечения золота, связанного с эффектом прег-роббинга из остатков выщелачивания.

6 РУДНИЧНЫЙ ТРАНСПОРТ

6.1 Транспортировка и доставка горной массы самоходным оборудованием

При проходке автотранспортных уклонов транспортирование отбитой в забое породы осуществляется по уклонам автосамосвалами CatAD-30 грузоподъемностью 30 т, допускается использование автосамосвалов PausPMKT-10000 грузоподъемностью 20 т. Порода транспортируется на поверхность и складывается на поверхностных породных отвалах.

Методика выбора и оборудования для транспортировки и доставки отбитой горной массы приведены в приложении Г.

7 ЭНЕРГОСНАБЖЕНИЕ ПОДЗЕМНОГО РУДНИКА

7.1 Электроснабжение подземного рудника

Расчет электрических нагрузок для разных систем потребления и годового расхода электроэнергии проектируемого рудника, а также расчет мощности участковых подземных подстанций рудника выполнен в соответствии с «СП РК 4.04-108-2014. Проектирование электроснабжения промышленных предприятий» [16].

Расчеты по электроснабжению рудника и выбор оборудования приведены в приложении Д.

8 РУДНИЧНАЯ АЭРОЛОГИЯ

8.1 Выбор способа и схемы проветривания рудника

В данном проекте вентиляционные стволы находятся на границе рудничного поля, принятая схема проветривания фланговая. При фланговой схеме движение воздуха прямоточное, т. е. это система несколько выработок, по которым подаваемый воздух движется по горным выработкам, не разветвляясь [17].

Расчеты по выбору и схемы вентиляции рудника, а также расчет по определению необходимого воздуха для проветривания подземных горных выработок приведены в приложении Е.

9 БЕЗОПАСНОСТЬ И ОХРАНА ТРУДА

9.1 Технические мероприятия по безопасности работ

Вопросы безопасности подземных горнорабочих непосредственно связаны с выполняемой технологическими процессами, отражающимися в соответствующих разделах данного проекта. Для проектируемого рудника должны быть составлены инструкции в виде технологической карты или карты безопасности при движении горнорабочих в подземных выработках. Контроль выполнения мероприятий по технической безопасности осуществляется техническими руководителями и специалистами охраны труда объектов подземных горных работ [18].

Производственные опасные и вредные факторы, расчет емкости склада ВМ, меры безопасности при бурении скважин, их зарядке и взрывании приведены в приложении Ж.

10 ГЕНЕРАЛЬНЫЙ ПЛАН ПОВЕРХНОСТИ ШАХТЫ

10.1 Общие сведения

Генеральный план промышленной площадки – является проектным документом, определяющим план земной поверхности в пределах выделенного проектируемой руднику земельного отвода, на которой производится размещение зданий и сооружений, планировка и благоустройство, и инженерных коммуникаций и др. [19].

Производственные опасные и вредные факторы, расчет емкости склада ВМ, меры безопасности при бурении скважин, их зарядке и взрывании приведены в приложении 3.

11 ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

Технико-экономическая обоснование проекта рассчитан на проектный мощность 500000 тонн руды в год [20].

Численность ИТР и служащих, режим работы рудника, штатное расписание трудящихся на подземных работах, фонд оплаты труда трудящихся , а также себестоимости по статьям заработной платы, материалов, электроэнергии, амортизационных отчисления приведены в приложений И.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В данном дипломном проекте на основе произведенных расчетов выбран подземный метод разработки, способ вскрытия – наклонными транспортными съездами с углом наклона 8-10 градусов. Способ вскрытия наклонными съездами, автотранспортными уклонами обеспечивает высокую экономическую эффективность разработки месторождения и безопасности производства подземных горных работ. Рассчитаны вспомогательные процессы направленные для обеспечения заданной мощности - рудничный транспорт, энергоснабжение и рассмотрены мероприятия по охране труда и окружающей среды.

Спроектированы генеральный план поверхности на участке выделенного под строительство проектируемого рудника и в завершении дипломного проекта сведены технико-экономические показатели освоения запасов проектируемого рудника, на основе расчетов установлено что величина общей рентабельности предприятия составляет - 80%.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 Зимановская Н.А. Ультрадисперсные минеральные фазы благородных металлов золото-сульфидных месторождений Восточного Казахстана. Диссертация на соискание ученой степени доктора философии (PhD), Республика Казахстан, Усть-Каменогорск, 2014, 164 с.
- 2 Борисенко А. С. и др. Суздальское золото сульфидное месторождение в черносланцевых толщах восточного Казахстана //Геология рудных месторождений. – 2012. – Т. 54. – №. 4. – С. 305-328.
- 3 Ковалев К. Р. и др. Золотоносность арсенопирита золото-сульфидных месторождений Восточного Казахстана //Геология и геофизика. – 2011. – Т. 52. – №. 2. – С. 225-242.
- 4 Отчет с подсчетом запасов золоторудного месторождения Суздальское по состоянию на 01.07.2010 г. (Восточно-Казахстанская область), в 2-х книгах // Кузнецов А.С., Бессарабов В.П., Нетесов М.И. и др., Контракт № 47-А от 27 июля 1996 года, Усть-Каменогорск, 2011.
- 5 Проект «Увеличение мощности рудника Суздальский, часть - технологическая (подземный рудник). Вскрытие и отработка запасов с горизонта +40 м до -100 м». - Усть-Каменогорск: ТОО «Горметпроект», 2009.
- 6 Алдашева Н.Т. Вскрытие и разработка открытым способом Суздальского золоторудного месторождения. КазНИТУ им. К.И. Сатпаева, Алматы, 2019, 38 с.
- 7 Агошков М.Н., Борисов С.С., Боярский В.А. Разработка рудных и нерудных месторождений. Учебник для ВУЗов- М.: «Недра», 1998.
- 8 Валиев, Н. Г., Стряпунин В. В. Вскрытие и подготовка рудных месторождений. Изд-во УГГУ, 2012. - 146 с.
- 9 Байконуров О. А. Классификация и выбор методов подземной разработки месторождений. Алматы, 2002.
- 10 Раскильдинов Б.У. Системы подземной разработки рудных месторождений. – Алматы, «Республиканский издательский кабинет», 1997.
- 11 Городниченко В.И., Дмитриев А.П. Основы горного дела: Учебник для вузов. – М.: «Горная книга», 2016, -443 с.
- 12 Афанасова А.В. Разработка эффективных технологических решений переработки золотосодержащих руд с учетом их критериев упорности. Санкт-Петербург, 2019, 148 с.
- 13 <https://www.mogroup.com/ru/insights/case-studies/mining-and-metals/improving-overall-gold-recovery-at-nordgolds-suzdal-mine-kazakhstan/>
- 14 Битимбаев М.Ж., Шапошник Ю.Н., Крупник Л.А. Взрывное дело. Учебник – Алматы: «Print-S», 2012, - 822с.
- 15 Гилев А.В., Чесноков В.Т, Лаврова Н.Б. и др. Основы эксплуатации горных машин и оборудования. – Красноярск: Сиб.федер.ун-т, 2011. -276с.
- 16 СНиП РК 4.04-06-2002 «Электротехнические устройства». Комитет по делам строительства Министерства индустрии и торговли Республики Казахстан, Астана, 2002.

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

18 Закон Республики Казахстан от 3 апреля 2002 года № 36-ІІ «О промышленной безопасности на опасных производственных объектах» (с изменениями и дополнениями по состоянию на 06.01.2012 г.).

19 СНиП РК 1.02-01-2007. Инструкция о порядке разработки, согласования, утверждения и составе проектной документации на строительство.

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