

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
АМУРСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ
(ФГБОУ ВО «АмГУ»)

Факультет Инженерно-физический
Кафедра Геологии и природопользования
Специальность 21.05.04 – Горное дело

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ

И.о. зав.кафедрой

к.г.-м.н. _____ Д.В. Юсупов

«__» _____ 2021 г.

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

на тему: «Проектирование обогатительной фабрики на базе золотосодержащих руд месторождения Маломыр. Специальная часть: сорбционный метод»

Исполнитель:

студент группы 516-ос

_____ Л.А. Говоркова

Руководитель:

профессор, доктор

г.-мин. наук

_____ И.В. Бучко

Консультанты:

по разделу безопасность и

экологичность проекта

профессор, к.г.-м.н.

_____ Т.В. Кезина

по разделу технологическая

часть доцент, к.т.н.

_____ К.К. Размахнин

по разделу экономика

профессор, к.г.-м.н.

_____ К.К. Размахнин

Нормоконтроль

ст.преподаватель

_____ С.М. Авраменко

Рецензент:

_____ Л.С. Горбань

Благовещенск 2021

Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего
образования
АМУРСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ
(ФГБОУ ВО «АмГУ»)

Факультет инженерно-физический
Кафедра геологии и природопользования

УТВЕРЖДАЮ
И.о. зав.кафедрой
к.г.-м.н _____ Д.В. Юсупов
«__» _____ 2021 г.

ЗАДАНИЕ

К выпускному квалификационному проекту студента группы 516-ос

Говорковой Лады Алексеевны

1. Тема дипломного проекта: «Проектирование обогатительной фабрики на базе золотосодержащих руд Маломырского месторождения. Специальная часть: сорбционный метод.»

2. Срок сдачи студентом законченной работы: 18 февраля 2021 г.

3. Исходные данные к дипломному проекту: Производительность 2000 т/сут, содержание в исходной руде 6 г/т

4. Содержание дипломного проекта: Геологическая часть, технологическая часть, выбор и расчет основного оборудования, вспомогательные службы, специальная часть, патентные исследования, экономическая часть, безопасность и экологичность проекта.

5. Перечень материалов: 120 страниц, 12 приложений, 35 таблиц, 3 рисунка, 51 источника.

6. Дата выдачи задания: 1 сентября 2020 г.

Руководитель выпускного квалификационного проекта: Инна Владимировна Бучко к. т. н., доцент

Задание принял к исполнению (дата): 1 сентября 2020 г.

РЕФЕРАТ

Дипломный проект состоит из 121 страниц, 3 рисунков, 12 приложений, 35 таблиц, 51 источников литературы.

ЗОЛОТО, МЕСТОРОЖДЕНИЕ МАЛОМЫР, СХЕМА ОБОГАЩЕНИЯ, ВЫХОД, СОДЕРЖАНИЕ, ИЗВЛЕЧЕНИЕ, ОБОРУДОВАНИЕ, КОНЦЕНТРАТ, ЦИАНИРОВАНИЕ, СОРБЦИЯ, РЕГЕНЕРАЦИЯ, ОТХОДЫ, СЕБЕСТОИМОСТЬ, ПРИБЫЛЬ, БЕЗОПАСНОСТЬ

Объектом проектирования является обогатительная фабрика на базе золотосодержащих руд месторождения «Маломыр».

Для решения поставленной цели необходимо решить следующие задачи:

- на основании изучения вещественного состава руд выбрать и обосновать технологическую схему обогащения;
- рассчитать качественно-количественную и водно-шламовую схемы обогащения;
- произвести выбор и расчёт основного и вспомогательного оборудования;
- рассчитать технико-экономические показатели обогащения;
- разработать раздел экологической и производственной безопасности.

В специальной части дипломного проекта рассмотрен вопрос о опробовании и контроле параметров, характеризующих режим технологических процессов ГОКа.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение.....	8
1 Геологическая часть.....	10
1.1 Сведения о районе работ	10
1.2 Стратиграфия.....	13
1.3 Интрузивный магматизм	16
1.4 Тектоника	19
1.5 Вещественный состав руд	20
1.6 Минеральный и химический состав руд.....	22
2 Технологическая часть	29
2.1 Обоснование технологической схемы и ее описание.....	29
2.2 Описание и режимные параметры технологического процесса	30
2.2.1 Корпус крупного дробления руды № 1.....	30
2.2.2 Корпус измельчения руды № 1	31
2.2.3 Корпус сорбции	32
2.2.4 Отделение регенерации смолы	34
2.2.5 Плавильное отделение.....	38
2.3 Расчет качественно-количественной схемы обогащения	39
2.2 Расчет водно – шламовой схемы. Баланс воды.....	42
3 Выбор и расчет основного оборудования.....	48
3.1 Выбор и расчет основного оборудования для крупного дробления.....	48
3.2 Выбор и расчет мельниц самоизмельчения.....	49
3.3 Выбор и расчет спиральных классификаторов	50
3.4 Расчет гидроциклонов	51
3.5 Выбор и расчет мельниц для измельчения.....	52
3.6 Расчет оборудования для грохочения	53
3.7 Выбор и расчет сгустителя.....	54
3.8 Расчет оборудования для предварительного и сорбционного цианирования	54

3.9 Расчет оборудования отделений регенерации и электролиза	56
3.10 Расчет оборудования для фильтрования хвостов сорбции и расчет контактных чанов	57
3.11 Выбор и расчет песковых насосов	58
4 Вспомогательные службы	59
4.1 Электроснабжение	59
4.2 Теплоснабжение	59
4.3 Водоснабжение и канализация	60
4.4 Хвостовое хозяйство	61
4.5 Система оборотного и технического водоснабжения	61
4.6 Реагентное хозяйство	61
4.7 Ремонтно-механическая служба	63
4.8 Производственный дренаж полов в корпусах обогатительной фабрики....	64
5 Специальная часть. Сорбционный метод	65
5.1 Основы процесса сорбционного цианирования.....	67
5.2 Технология сорбционного извлечения золота	69
5.3 Основные свойства и характеристика анионита АМ-2Б.....	72
6 Патентные исследования	76
7 Экономическая часть	79
7.1 Организация работ и режим работы фабрики Маломырский ГОК	79
7.2 Расчет производственной мощности плана реализации продукции	79
7.3 Расчет численности трудящихся	82
7.4 Производительность труда.....	88
7.5 Расчет заработной платы.....	88
7.6 Основные фонды	90
7.7 Структура промышленно-производственных фондов	95
7.8 Оборотные фонды	96
7.9 Плата за природопользование.....	97
7.10 Себестоимость продукции	97
8 Безопасность и экологичность проекта	99

8.1 Электробезопасность	100
8.2 Пожарная безопасность	103
<u>8.3 Охрана труда.....</u>	<u>103</u>
8.3.1 Защита от производственной пыли и вредных газов	101
8.3.2 Мероприятия по снижению шума и вибрации	105
8.4 Охрана окружающей среды.....	103
Заключение	109
Библиографический список	110
Приложение А	115
Приложение Б.....	119
Приложение В.....	120

СПИСОК ГРАФИЧЕСКИХ ПРИЛОЖЕНИЙ

Номер приложения	Наименование чертежа	Масштаб	Количество листов
1	Генеральный план	б/м	1
2	Вещественный состав руд	б/м	1
3	Технологическая схема рудоподготовки и обогащения	б/м	1
4	Схема цепи аппаратов рудоподготовки	б/м	1
5	Схема цепи аппаратов ГМО	б/м	1
6	План корпуса крупного дробления	1:100	1
7	Разрез корпуса крупного дробления	1:100	1
8	План корпуса сорбции и регенерации	1:200	1
9	Разрез корпуса сорбции и регенерации	1:100	1
10	Технико-экономические показатели	б/м	1

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность темы дипломного проекта заключается в том, что добыча золота является одним из наиболее прибыльных видов ведения экономической деятельности. Сейчас по добыче золота Россия стоит на третьем месте в мире, уступая Китаю и Австралии, по производству - на втором месте с большим отрывом от Поднебесной, производящей более 400 тонн в год.

Золото представляет собой мягкий, благородный металл, желтого цвета. Плотностью 19,32 г/см, температура плавления 1046 С, кипение 2832С, так же оно отличается низким сопротивлением. Официально началом добычи золото принято считать первое десятилетие 18 века, когда было открыто на Урале, Березовское месторождение.

Рудное золото добывали – на Урале, россыпи добывали – в Сибири. За многие годы добыча золота, запасы значительно уменьшились, поэтому на сегодняшний день в переработку вовлекают все более и более (труднообогатимые) или упорные руды, которые раньше считались забалансовыми. Переработка таких руд требует сложных комбинированных схем обогащения с применением сверхтонкого измельчения, автоклавного выщелачивания, бактериального окисления.

Основными источниками добычи золота являются коренные и россыпные месторождения. Основная часть балансовых запасов золота Российской Федерации приходится на районы Сибири и Дальнего востока. Коренные месторождения отличаются большим разнообразием состава руд, образованных преимущественно кварцем с включениями сульфидных и не сульфидных минералов.

Объектом нашего исследования является месторождение Маломир. По технологическому типу руды месторождения относятся к легкоцианируемым, которые включают в себя окисленные и кварцитовые руды, перерабатываемые по технологии прямого сорбционного цианирования.

Целью данной работы является проект обогатительной фабрики на базе золотосульфидных первичных руд Маломирского месторождения.

Материалом используемым для выполнения проекта являются:

- литературные данные по лабораторным исследованиям руд Маломирского месторождения;
- литературные данные по научно-исследовательским изысканиям;
- отчет по преддипломной практике.

Для решения поставленной цели необходимо решить следующие задачи:

- на основании вещественного и химического состава руд выбрать и обосновать технологическую схему обогащения;
- рассчитать качественно-количественную и водно-шламовую схемы обогащения;
- произвести выбор и расчет основного и вспомогательного оборудования;
- произвести расчет экономической части;
- разработка мероприятий по безопасности жизнедеятельности и охраны окружающей среды;
- выполнение графической части.

Актуальность темы специальной части обусловлена тем, что в процессе работы золотоизвлекательной фабрики независимо от ее производительности необходимо тщательно следить за работой аппаратуры и оборудования, контролировать условия, при которых протекают процессы извлечения золота. Контроль производственного процесса переработки руд и концентратов должен быть так налажен и организован, чтобы своевременно получать информацию об ухудшениях и ненормальностях в работе отдельных узлов и фабрики в целом для быстрого принятия необходимых мер по нормализации процесса. Только при этом неременном условии возможно добиваться ровного и четкого хода производства, использования оборудования и аппаратуры на полную мощность, высокого извлечения золота в товарную продукцию.

1 ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

1.1 Сведения о районе работ

Маломырское золоторудное месторождение расположено на территории Селемджинского района Амурской области. Площадь месторождения ограничена точками с географическими координатами:

- 1) $53^{\circ}05'35''$ с.ш. $131^{\circ}39'40''$ в.д. 3) $53^{\circ}02'15''$ с.ш. $131^{\circ}45'20''$ в.д.
- 2) $53^{\circ}05'25''$ с.ш. $131^{\circ}45'40''$ в.д. 4) $53^{\circ}02'25''$ с.ш. $131^{\circ}39'20''$ в.д.

Ближайшим к месторождению населенным пунктом является пос. Стойба, расположенный на расстоянии 36 км на юг и связанный с месторождением улучшенной грунтовой автодорогой, движение по которой возможно круглогодично.

Площадь расположена в южных отрогах Селемджинского хребта, служащего водоразделом рек Селемджа и Шевли, и представляет собой, преимущественно, среднегорье с абсолютными отметками 750-1300 м. Относительные превышения колеблются от 400 до 600 м. Крутизна склонов обычно составляет 20-250 м, иногда достигает 35-400 м[4].

Обнаженность территории плохая. Выходы коренных пород встречаются в виде редких останцов на водоразделах и немногочисленных уступах цоколей террас, а также во врезках дорог и мелких карьеров, используемых для дорожно-строительных целей и других местных нужд.

Мощность делювиальных отложений составляет 2 – 5 м, а на крутых склонах – не более 1 м. В зонах разрывных нарушений рыхлые отложения зачастую обводнены[21].

Почвы территории сформированы в однородных биоклиматических условиях, в зоне буротаежных холодных длительно промерзающих почв под лесной растительностью. Месторождение находится в районе прерывистого и массивно-островного распространения многолетней мерзлоты.

Глубина залегания кровли мерзлоты в летние месяцы составляет 0,5-1 м на северных склонах и 2-4 м – на южных склонах. Мощность мерзлых пород достигает 35-60 м[24].

В гидрографическом отношении площадь работ расположена в среднем течении р. Н.Стойба, правого притока р. Селемджа и охватывает ее левобережье – междуречье ручьев Тепр – Маломыр - Сухоныр. Ручей Маломыр протекает в субширотном направлении и разделяет площадь месторождения на северную и южную части.

Водоохранная зона р. Н.Стойба составляет 100 м, ручьев – 50 м. Ширина русла р. Н.Стойба составляет 15-45 м, глубина – 0,5-0,8 м. Долина реки каменистая, хорошо выражена в рельефе. Скорость течения составляет 0,3-0,8 м/сек.

Поверхности долин левых притоков, ручьев Маломыр и Сухоныр, нарушены при эксплуатации месторождений россыпного золота. Поверхность пойм и, частично, террас представлена чередованием отвалов и выемок, зачастую по несколько метров в высоту. Ширина русел ручьев изменяется от 1 до 10 м, глубина достигает 0,5 м. Скорость течения ручьев 0,6 м/сек.

По условиям водного режима река Н.Стойба относится к дальневосточному типу с хорошо выраженным преобладанием дождевого стока. Основной сток на реке наблюдается в летне-осенний период (май-сентябрь) и составляет 94% от годового[26].

Вскрытие рек ото льда наблюдается в начале-первой декады мая. В весенний период, когда сток появляется от таяния снега, вода течет поверх льда, поэтому уровни воды оказываются повышенными. В летне-осенний сезон проходит от 2 до 7 паводков, их продолжительность от 7 до 15 дней. Амплитуда колебания уровня воды в паводки составляет 1,0-1,7 м.

Климат района континентальный, муссонный. Зима умеренно суровая, продолжительная; лето короткое и умеренно теплое. Наиболее холодным месяцем года является январь. Его средняя температура воздуха составляет -29,7°С, абсолютный минимум температуры -51,8°С (1979 г.). Наиболее теплым

месяцем является июль. Его средняя температура воздуха составляет 18°C, средняя максимальная температура 25,5°C, абсолютный максимум 33,9°C (1999 г.). Первые заморозки приходятся на конец августа.

Экономика района определяется лесопромышленным хозяйством и эксплуатацией месторождений россыпного золота. В непосредственной близости от Маломирского месторождения старательской артели «Мая-1» производится эксплуатация россыпи по р.Н.Стойба и по руч.Сухоныр.

Земли в районе Маломирского месторождения принадлежат Экимчанскому лесхозу и являются землями лесного фонда III группы. Мелиорированных, орошаемых и осушенных земель нет[26].

Транспорт. Основной транспортной артерией района является грунтовая автодорога общего пользования Февральск – Златоустовск, проходящая через пос. Стойба. В пос. Стойба проживает около 900 человек, имеются магазины, почта, больница, аптека. Расстояние по автодороге от пос. Стойба до пос. Февральск – 98 км, от пос. Стойба до районного центра, пос. Экимчан – 114 км. Через пос. Февральск проходит ДВ железная дорога. Возобновились полеты самолетов малой авиации по маршруту Благовещенск - Февральск.

Энергетической базой района является Огоджинская ТЭЦ, работающая на местных углях. Вдоль автодороги Экимчан-Февральск проходит линия электропередач - 220 КВ.

Сейсмика района. В соответствии с сейсмическим районированием Российской Федерации, рассматриваемая территория по разделам массовое строительство (категория А – 10% вероятность превышения расчётной интенсивности в течение 50 лет, период повторяемости сотрясений – 500 лет) и объекты повышенной опасности (категория В – 5% вероятность превышения расчётной интенсивности в течение 50 лет, период повторяемости сотрясений – 1000 лет) относится к семибалльной зоне. По разделу особо ответственные объекты (категория С – 1% вероятность превышения расчётной интенсивности в течение 50 лет, период повторяемости сотрясений – 5000 лет) территория относится к девятибалльной зоне[34].

Растительность. По геоботаническому районированию площадь работ расположена в Селемджинско-Буреинском округе Восточно-Сибирской таежной подобласти светлохвойных лесов. Растительность представлена преимущественно таежными светлохвойными лесами с преобладанием лиственницы Гмелина.

Животный мир отличается большим разнообразием. Из копытных животных встречаются лось, изюбрь, косуля, кабан, кабарга, северный олень, из хищников – бурый медведь, рысь, лиса. Пушные звери представлены выдрой, норкой, соболем, колонком, белкой, горностаем. Из боровой дичи встречаются рябчик, тетерев, глухарь. Широким распространением пользуется заяц беляк.

В р. Н.Стойба водятся амурская щука, налим, амурский язь, сом, пескарь, голянь обыкновенный, а также особо ценные виды рыб – таймень, ленок, амурский хариус.

1.2 Стратиграфия

Стратифицируемые образования пользуются в пределах района работ широким распространением, занимая около 90% его площади.

Палеозойские образования

Каменноугольная система

Отложения каменноугольной системы расчленены на мынскую, златоустовскую и сагурскую свиты.

Мынская свита (C_{1mn}). Отложения свиты выходят на поверхность в верховьях р. Н.Стойба выше устья руч.Маломыр[26] и в верховьях р. Инкан. Свита сложена серицит-хлорит-кварцевыми, альбит-мусковит-кварцевыми, мусковит-хлорит-альбит-кварцевыми, кварц-хлорит-серицитовыми сланцами, метаморфизованными туфами дацитов, метаморфизованными дацитами, сланцами слюдисто-кварцевыми, кварцитами, филлитизированными алевролитами и песчаниками, пачками их тонкого переслаивания, метаморфизованными базальтами и их туфами, мраморизованными известняками. Общая мощность свиты 3110 м.

Златоустовская свита (C_{2zl}) слагает большую часть площади,

протягиваясь в виде широкой полосы субширотного простирания[34,30]. Свита сложена серицит-альбит-кварцевыми, серицит-кварц-альбитовыми, часто углеродсодержащими сланцами, мусковит-кварц-альбитовыми, мусковит-альбит-кварцевыми сланцами, рассланцованными песчаниками, хлорит-серицит-альбит-кварцевыми сланцами, метабазами, филлитизированными глинистыми сланцами. Общая мощность свиты 2015 м.

Сагурская свита (C_{2sg}). Согласно наращивающие разрез образования сагурской свиты (C_{2sg}) распространены по периферии выхода пород златоустовской свиты, слагая полосу субширотно – северо-западного простирания шириной 2-3 км, ограниченную с юга Южно-Тукурингским разломом. Породы свиты представлены рассланцованными песчаниками, филлитизированными глинистыми сланцами, серицит-альбит-кварцевыми, эпидот-актинолит-альбитовыми сланцами, метабазами. Общая мощность свиты 660 м.

Мезозойские образования

Юрская система

Нижняя подтолща моринской толщи (J_2mr_1). Отложения подтолщи развиты в нижних течениях реки Беген, руч.Успенский и в верховьях руч.Сухоныр. Породами подтолщи сложен ряд тектонических блоков, вытянутых в субширотном направлении[34].

Подтолща сложена алевролитами, филлитизированными глинистыми сланцами с редкими маломощными (до 20 м) прослоями тонкозернистых песчаников. В алевролитах иногда отмечаются конкреции марказита размером до 15x5x3 мм. Мощность подтолщи 470 м.

Меловая система

Раннемеловые вулканогенно-осадочные образования распространены в южной части и вдоль восточной границы описываемой территории, где они слагают полосу шириной 0,5-20 км[30].

Унериканская толща (K_{1un}) представлена андезитами, их туфами и лавобрекчиями, андезибазами, дациандезитами, дацитами,

туфоконгломератами, туфопесчаниками, туфоалевролитами. Отложения толщи распространены в восточной части площади в бассейне р.Инкан.

Вулканиды несогласно залегают на палеозойских осадочных образованиях. Общая мощность толщи составляет не менее 550 м.

Бурундинская толща (K_1br) развита в южной части в виде тектонически ограниченной с севера Южно-Тукуруингрским разломом полосы. По составу толща разделена на две подтолщи[30].

Нижняя подтолща бурундинской толщи (K_1br_1) представлена туфами андезитов, дациандезитов, туфопесчаниками, туфоконгломератами, туфогравелитами, туфоалевролитами, андезитами, дациандезитами, андезибазальтами и их лавобрекчиями. Общая мощность подтолщи достигает 500 м.

Верхняя подтолща бурундинской толщи (K_1br_2) представлена андезитами, реже андезибазальтами, дациандезитами. Иногда отмечаются прослои их туфов и лавобрекчий, туфопесчаников и туфоалевролитов. Мощность вулканитов не превышает 650 м.

Общая мощность бурундинской толщи составляет не менее 1150 м.

Четвертичная система

Четвертичные образования представлены аллювиальным, элювиальным, делювиальным, элювиально-делювиальным, коллювиальным, делювиально-солифлюкционным, пролювиальным генетическими типами. Подразделяются на неоплейстоценовые и голоценовые.

Неоплейстоцен. Верхнее звено

Аллювиальные образования третьей террасы (αQ_{III2-3}) высотой от 20 до 40 м отмечаются в долине р.Селемджа. Отложения представлены галечниками с супесчаным и суглинистым заполнителем, валунниками, суглинками с гальками и дресвой, супесями, песками. Мощность аллювия от 2-3 до 12-20 м.

Аллювиальные образования второй надпойменной террасы (αQ_{III2-3}) наблюдаются по рекам Селемджа, Н.Стойба и Инкан, выделяются хорошо выраженным уступом высотой 5-10 м. Сложены террасы хорошо окатанным и

отсортированным галечником с гравийно-песчаным и суглинистым заполнителем, переслаивающимся с песком, суглинком, супесью. Мощность отложений достигает 10-16 м.

Представлены элювиальными (eQ_{III-H}), делювиальными (dQ_{III-H}), элювиально-делювиальными (edQ_{III-H}), коллювиальными (cdQ_{III-H}), пролювиальными (pdQ_{III-H}), делювиально-солифлюкционными отложениями (dsQ_{III-H}), слагающими водоразделы и склоны, состоят из щебнисто-дресвяного материала с суглинистым заполнителем, с глыбами разного размера, мощностью до 5 м.

Голоценовые образования слагают первую надпойменную террасу ($\alpha Q1H$), высокую и низкую поймы (αQH) и представлены галечниками, валунниками, песками, гравийниками, суглинками, супесями. Мощность отложений 2-10 м.

Техногенные образования (tQ_H) мощностью до 20 м сформировались на участках отработки россыпей золота. Сложены щебнем, дресвой, галечниками, валунниками.

1.3 Интрузивный магматизм

В геологическом строении района важную роль играют разнообразные по составу интрузивные комплексы, слагающие менее 10% описываемой площади.

Средне-позднекаменноугольные интрузивные образования

Тырмо-буреинский интрузивный комплекс габбро-гранодиорит-гранитовый. На описываемой территории развиты породы первой, третьей и четвертой фаз.

Первая фаза представлена габбродиоритами ($v\delta_1 C_{2-3t}$) и габбро ($v_1 C_{23t}$). Породами комплекса сложен небольшой массив в эрозионном окне среди вулканитов бурундинской толщи на левобережье р.Н.Стойба и ряд мелких изометричных тел в междуречье Н.Стойба-Инкан. Габбродиориты содержат ксенолиты позднеархейских гнейсов и перекрыты раннемеловыми образованиями бурундинской толщи[34].

Третья фаза – граниты ($\gamma_3 C_{2-3t}$) порфировидные, биотитовые,

роговообманково-биотитовые, гранодиориты ($\gamma\delta_3C_{2-3t}$), слагающие обширный массив в приустьевой части рр.Н.Стойба и Инкан.

Четвертая фаза – пегматиты (p_4C_{2-3t}) распространены в приустьевой части р.Н.Стойба, где слагают шлиры, линзовидные тела и жилы мощностью до 4-5 м в гранитах[34,26].

Позднекаменноугольные интрузивные образования

Златоустовский интрузивный комплекс габбро-плагиогранитовый. На описываемой территории присутствуют только плагиограниты ($p\gamma C_{3z}$), слагающие субогласные пластообразные, иногда крутопадающие тела линзо- и лентовидной формы, а также дайки среди каменноугольных отложений сагурской, златоустовской и мынской свит. Описываемые магматиты – это сорванные и смещенные фрагменты интрузий (тектонические отторженцы), приуроченные к зоне Южно-Тукурингрского разлома.

Протяженность интрузивных тел в пределах описываемой площади составляет от 50-100 м до 2 км при северо-западном, реже субширотном простирании. Ширина выхода колеблется от первых до 500 м. Формы массивов в плане от линзообразной с ровными контактами до неправильной, изрезанной.

На участке Кварцитовый Маломырского месторождения на метасоматически измененные плагиограниты наложено тонкопрожилковое окварцевание с золотосульфидной минерализацией[34]. Содержания золота в гидротермалитах достигают сотен г/т.

Позднепермско – раннетриасовые интрузивные образования

Харинский интрузивный комплекс сиенит-лейкогранитовый. Субщелочные лейкограниты ($\epsilon l\gamma P_2:T_1h$) комплекса закартированы в междуречье Н.Стойба-Инкан в виде массивов грубо изометричной формы площадью выхода до 3х3 км.

С гранитами связаны немногочисленные жилы аплитов (а) и пегматитов (р) мощностью от 1-2 см до 0,5 м. Пегматиты встречаются также в виде шлиров размером 4х9 – 5х15 см.

Раннемеловые интрузивные образования

Субвулканические образования унериканского комплекса андезит-трахириолитового представлены дацитами ($\zeta K_1 un$) и андезитами ($\alpha K_1 un$), автомагматическими брекчиями дацитов, которые слагают лакколито-, силло- и штокообразные тела, а также многочисленные дайки в верхнем течении р.Инкан, бассейнах ее притоков, а также в бассейне верхнего течения руч.Успенский.

В плане тела вытянуты (до 10 км) в меридиональном направлении при ширине выхода до 2 км, имеют извилистые очертания, подчеркивающие пологое залегание. Реже встречаются интрузии изометричной формы. Сложены они дацитами.

Дайки и дайкообразные тела имеют северо-восточное, субмеридиональное и северо-западное простирание и пространственно приурочены к выходам интрузий аналогичного состава. Мощность даек варьирует от 0,5 до 20-30, реже 100 м, протяженность достигает 2 км[34].

Субвулканические образования бурундинского комплекса представлены андезитами ($\alpha K_1 br$), дациандезитами ($\zeta \alpha K_1 br$), дацитами ($\zeta K_1 br$), андезибазальтами ($\alpha \beta K_1 br$), автомагматическими брекчиями дациандезитов, дацитов, риодацитами ($\lambda \zeta K_1 br$), которые слагают силло-, лакколито-, дайко- и штокообразные тела среди вулканитов бурундинской толщи в южной части описываемой площади. Выходы их ограничиваются с севера Южно-Тукурингским разломом.

В плане интрузии имеют вытянутую или близизометричную форму диаметром 200-2000 м, или представлены дугообразными дайковыми телами. Контакты наиболее крупных тел зачастую тектонические.

Карауракский интрузивный комплекс диоритовый представлен дайками диоритовых порфиритов ($\delta \pi K_1 k$). Простирание даек северо-восточное, близширотное и близмеридиональное[34,30]. Мощность даек составляет 0,2-7 м, реже 20-40 м. Они прослеживаются по простиранию на расстояние до 300-400 м, иногда до 1-1,5 км. В основном, это крутопадающие ($50-90^0$) тела. В пределах зоны «Диагональной» Маломырского месторождения залегают полого

(20-40°), субсогласно зоне. Наблюдается пространственное тяготение даек к рудным телам. Дайки интенсивно пропилитизированы, серицитизированы, пиритизированы.

1.4 Тектоника

Положение района в зоне сочленения двух крупных тектонических структур – Амуро-Охотского звена Монголо-Охотской складчатой (складчато-надвиговой) системы и Буреинского массива, представленного Туранским блоком, предопределило гетерогенность его геологического строения. Монголо-Охотская система является характерной межгеоблоковой структурой, разделяющей Амурский, в состав которого входит Буреинский массив, и Алдано-Становой геоблоки[34,30].

Площадь месторождения охватывает образования позднепалео-зойского структурного этажа, представленного зеленосланцево-песчаниково-алевролитовой углеродсодержащей формацией с незначительным распространением интрузий габбро-диорит-плагиогранитового комплекса. Зеленосланцево-песчаниково-алевролитовая углеродсодержащая формация в районе месторождения представлена мынской, златоустовской и сагурской свитами и образует в пределах района ряд складчатых форм различного порядка.

Среди разрывных нарушений выделяются две основных системы – субширотная и северо-восточная. Разломы первой системы являются наиболее крупными по протяженности и по амплитудам перемещений. Главнейшей разрывной структурой района является Южно-Тукурингский разлом, представленный серией линеаментов, ограничивающих с юга структуры Монголо-Охотской складчатой системы.

На площади широко проявлены нарушения северо-северо-восточной ориентировки, относящиеся к системе Улигданского разлома. По главному разлому системы на значительном участке, приуроченном к руслу р.Н.Стойба, установлен левый сдвиг с амплитудой не менее 5 км[34,26].

Менее отчетливо просматриваются разрывные нарушения

субмеридионального направления. Северо-восточнее месторождения эти структуры контролируют положение субвулканических интрузий унериканского комплекса. По этим нарушениям не зафиксировано крупных перемещений, что дает основание считать их структурами растяжения. В региональном плане нарушения относятся к системе Западно-Туранского трансрегионального разлома.

Одним из разломов, осложняющим перечисленные выше нарушения и контролирующим положение Маломирского золоторудного месторождения, является надвиг, известный под названием «зона Диагональная».

Геологическое строение Маломирского золоторудного месторождения представлено на схематической геологической карте (приложение В).

1.5 Вещественный состав руд

Визуальный просмотр пробы Т-20-3 показал, что цвет пород изменяется от темно-серого до светло-серого. Размер кусков достигает 10 см. По составу обломочный материал представлен в разной степени окварцованными и брекчированными углеродисто-полевошпат-слюдисто-кварцевыми, слюдисто-кварцевыми сланцами, кварц-полевошпатовыми, кварцевыми метасоматитами и жильным кварцем[25].

Углеродисто-полевошпат-слюдисто-кварцевые, слюдисто-кварцевые сланцы-породы темно-серого, серого цвета. Текстура сланцеватая, участками плейчатая, пятнистая, неяснополосчатая, брекчиевидная; структура тонко-, мелкозернистая. При микроскопическом исследовании шлифов установлено, что микроструктура пород неравномерно зернистая, реликтовая, замещения, лепидогранобластовая. Основными минералами, входящими в их состав, являются полевые шпаты, кварц, гидрослюды, карбонаты. Полевые шпаты представлены таблитчатыми индивидами кислого плагиоклаза (альбит, олигоклаз) размер которых изменяется от 0,1 до 0,5мм, а также тонкозернистыми выделениями калиевого полевого шпата (ортоклаза), с преобладанием зерен размером в сотые доли миллиметра[24]. Разнозернистые агрегаты кварца развиваются по плагиоклазам, образуют в основной массе

породы гнезда, прожилки, скопления неправильной формы. Размер отдельных зерен кварца колеблется от 0,02 до 0,5мм.

Для гидрослюды характерны субпараллельно ориентированные тонкочешуйчатые агрегаты, придающие породе сланцеватость. Кроме того, гидрослюда замещает плагиоклаз, наблюдается в основной массе породы в тесном срастании с кварцем, ортоклазом, карбонатами. Размер чешуек от тысячных до десятых долей миллиметра. Карбонаты наблюдаются в виде неправильной формы вкрапленников, гнезд, тонких прожилков. Размер выделений от 0,02 до 0,1 мм. Для углистого вещества характерны черные тонкие «пылевидные» частицы, линзовидные, ленточные обособления различной плотности.

Сульфидная минерализация, представленная преимущественно пиритом и арсенопиритом, проявлена в виде рассеянной вкрапленности, гнезд, прожилков. Размер отдельных зерен сульфидных минералов изменяется от 0,01 до 1 мм. Основная их масса сосредоточена в интервале крупности от 0,02 до 0,3 мм. Мощность скоплений и жильных выделений - первые миллиметры[24].

Кварц-полевошпатовые, кварцевые метасоматиты. Порода, в основном, светло-серого цвета. Макротекстура массивная, пятнистая, брекчиевидная; структура тонко-, мелкозернистая. Микроструктура гранобластовая, участками реликтовая.

Порода состоит преимущественно из разнозернистого агрегата полевого шпата и кварца с примесью железистого карбоната. Размер выделений колеблется от 0,01 до 1,00 мм, преобладают зерна в интервале 0,05-0,2мм. Отмечается редкая вкрапленная и прожилково-вкрапленная сульфидная минерализация.

Жильный кварц – кварцевая жильная составляющая проявлена в виде маломощных прожилков и разноориентированных жилков, мощностью первые сантиметры.

1.6 Минеральный состав руд

Качественно минеральный состав был определен по данным рентгеноструктурного фазового (дифрактометрического) анализа. Диагностированы следующие минералы, в порядке убывания - полевые шпаты, кварц, гидрослюда, пирит.

Количественный минеральный состав изучен на дробленном материале исходной руды крупностью минус 2,0 мм с использованием данных микроскопических исследований прозрачных и полированных шлифов. Результаты минералогического анализа скорректированы с данными химического и рентгеноструктурного анализов. Установлено (таблица 1), что породообразующие минералы составляют основную массу (97,2 %) пробы руды, при этом значительно преобладают полевые шпаты и кварц[24].

Полевые шпаты, массовая доля которых составляет 41%, по данным рентгеноструктурного анализа представлены плагиоклазом (альбит, олигоклаз) и калиевым полевым шпатом (КПШ) - ортоклазом. На долю плагиоклазов приходится 24 %, а КПШ – 17 %. Выделения минералов, размером 0,5-1,0 мм, наблюдаются в виде таблитчатых полупрозрачных зерен, со спайностью, сероватого и белого цвета. При микроскопическом исследовании установлено, что основная масса зерен полевых шпатов находится в интервале крупности 0,02-0,2 мм, часто в сростании с кварцем, гидрослюдой, карбонатами.

Кварц (массовая доля – 35 %), отмечается в виде прозрачных и полупрозрачных угловатых обломков от молочно-белого до светло-серого цвета. По массе преобладает тонкозернистый кварц, с размером зерен десятые, сотые доли миллиметра[24]. Кроме того, отмечаются обломки кристаллов размером до 1 мм. В зернах кварца редко присутствует тонкая вкрапленность сульфидов.

Гидрослюда (гидросерицит, иллит). Ее массовая доля составляет 17 %. Для гидрослюды характерны мелкие чешуйки, их агрегаты, часто отмечается взаимное прорастание их с кварцем, полевыми шпатами, карбонатами. Цвет варьирует от бесцветного, зеленоватого до темно-серого, почти черного.

Темная окраска обусловлена вкрапленностью углистого вещества. Размеры чешуек не превышают 0,5мм, а основная их масса имеет крупность 0,05-0,1мм.

Таблица 1 - Минеральный состав пробы руды

Минералы и группы минералов	Массовая доля. %
Породообразующие:	
Полевые шпаты (плагиоклаз, КПШ)	41,0
Кварц	35,0
Глинисто-гидрослюдистые (гидросерицит, иллит)	17,0
Карбонаты (доломит, анкерит, сидерит)	3,8
Сульфиды:	
Пирит	1,4
Арсенопирит	0,8
Сфалерит, халькопирит, галенит	Единичные зерна
Оксиды, гидроксиды железа (гематит, лимонит, гетит)	0,6
Акцессорные: магнетит, эпидот, пироксен, рутил, сфен, лейкоксен, циркон	Редкие и единичные зерна
Углистое вещество	0,4
Золото свободное	Редкие знаки
Итого:	100,0

Карбонаты (доломит, анкерит, сидерит), суммарная массовая доля которых 3,8%, наблюдаются в виде тонкозернистых, скрытокристаллических агрегатов кремоватого, желтовато-розового до коричневого цвета. Установлено, что карбонаты представлены доломитом, его железистой разновидностью – анкеритом, при прокрашивании минерала раствором красной кровяной соли была получена положительная реакция на железо, и сидеритом. По массе преобладает анкерит[4,24].

Сульфидные минералы представлены в основном пиритом (1,4 %) и арсенопиритом (0,8 %). В единичных зернах в пробе отмечаются галенит, сфалерит, халькопирит. Из гипергенных образований присутствуют оксиды и гидроксиды железа (0,6 %), представленные, главным образом, гетитом и лимонитом, реже гематитом.

Пирит в дробленной руде отмечается в виде кристаллов и их обломков, тонкозернистых агрегатов латунно-желтого цвета. Размер выделений от 0,01 до 1,0 мм, преобладают зерна крупностью 0,05-0,3 мм. Пирит практически полностью освобождается от сростков с породообразующими минералами в классе крупности минус 0,1 мм. При исследовании полированных шлифов установлено, что для него характерна вкрапленная, прожилково-вкрапленная микротекстура и преимущественно ситовидная, катакластическая микроструктура[4]. Ситовидная микроструктура обусловлена включениями кварца, полевых шпатов, гидрослюд. Более крупные зерна пирита часто трещиноваты и раздроблены. Они иногда корродируются по краям и замещаются вдоль трещин более поздними выделениями арсенопирита, халькопирита и сфалерита. Кроме того, по пириту отмечается незначительное развитие вторичных минералов - гидроксидов железа (гетита, гидрогетита).

Арсенопирит - в дробленной руде встречается в виде псевдодипирамидальных, призматических кристаллов и обломков светлого стального-серого цвета, редко с золотистой побежалостью. Размер зерен минерала изменяется от 0,002 до 0,5 мм, основная их масса находится в интервале крупности 0,01-0,1 мм. В полированных шлифах арсенопирит отмечается в виде отдельных мелких ромбовидных, реже крестообразных вкрапленников[24]. Характерны гнездовые и микропрожилковые обособления тонких до тонкодисперсных выделений арсенида железа вдоль трещин и в виде каемок вокруг более крупных зерен пирита. Размер таких выделений – сотые и тысячные доли миллиметра.

Сфалерит отмечается в виде редких полупрозрачных, непрозрачных изометричных обломков зеленоватого, желтовато-бурого цвета. Размер зерен не превышает 0,1 мм. При изучении шлифов он наблюдается в виде неправильной формы выделений в ассоциации с пиритом и арсенопиритом. В зернах сульфида цинка иногда присутствует эмульсионная вкрапленность халькопирита.

Халькопирит имеет зеленоватый латунно-желтый цвет с пестрой побегалостью. Для него характерны неправильной формы зерна, тонкозернистые агрегаты. Размер выделений, в основном, сотые доли миллиметра. В аншлифах халькопирит наблюдается в виде рассеянной вкрапленности единичных зерен, отмечается в сростках с пиритом, образует эмульсионную вкрапленность в сфалерите.

Оксиды и гидроксиды железа (гематит, гетит, лимонит), суммарная массовая доля которых равна 0,6 %, наблюдаются в виде корочек, охристых агрегатов, пленок желтовато-бурого, редко вишнево-красного цвета на зернах породообразующих минералов.

По количеству сульфидов проба Т-20 относится к малосульфидному типу руд.

1.7 Химический состав

Для изучения химического состава пробы руды были сделаны полуколичественный спектральный, количественный рентгено-флуоресцентный, фазовый атомно-абсорбционный анализы. Массовая доля карбонатного диоксида углерода определена по методике «Титриметрическое определение диоксида углерода». Содержание золота устанавливали методом пробирной плавки, серебра – атомно-абсорбционным анализом. Полученные результаты отражены в таблицах 2 и 3. Из данных, приведенных в таблице 2, видно, что проба руды преимущественно состоит из литофильных компонентов – 86,7%, из которых преобладает оксид кремния (68,7 %). Рудные компоненты представлены, в основном, железом, мышьяком и серой[5]. Массовая доля общего железа в пробе руды равна 2,27 %. Количество оксидного и сульфидного железа находится на одном уровне и составляет соответственно 1,04 и 1,23 %. Масса общего мышьяка находится в пределах 0,38%, из них на долю в сульфидной форме приходится 0,37 %, а на долю в оксидной форме - 0,01 %. Сера, общая масса которой составляет 0,87 %, присутствует преимущественно в сульфидной форме. Доля оксидной серы ниже порога количественного обнаружения элемента данным методом анализа. Количество

свинца составляет тысячные доли процента, а меди, сурьмы и цинка не превышает одной тысячной процента[5].

Таблица 2 – Химический состав

Компоненты	Массовая доля, %	Компоненты	Массовая доля, %
SiO ₂	68,70	As _{сульфидный}	0,37
Al ₂ O ₃	11,40	S _{общая}	0,87
TiO ₂	0,50	S _{сульфидная}	0,86
CaO	1,90	S _{окисленная}	<0,20
K ₂ O	4,70	Sb	<0,001
MnO	0,064	Zn	<0,001
P ₂ O ₅	0,08	Cu	<0,001
Fe _{общее}	2,27	Pb	0,005
Fe _{окисленное}	1,04	CO ₂ карбонатный	1,77
Fe _{сульфидное}	1,23	Au, г/т	5,6
As _{общий}	0,38	Ag, г/т	1,2
As _{окисленный}	0,01		

Углеродистая фаза представлена органической и карбонатной формами углерода. Массовая доля карбонатного диоксида углерода равна 1,77 %.

Степень окисления руды по железу – 23 %. Таким образом, проба руды относится к первичному типу руд.

Содержания редких и рассеянных элементов, по данным спектрального анализа, приведены в таблице 3, из которой видно, что практического значения они не имеют[5].

Основным полезным компонентом пробы руды является золото, содержание которого по результатам пробирного анализа с метотсевом –6 г/т.

Таблица 3 - Результаты спектрального анализа

Элементы	Массовая доля, %	Элементы	Массовая доля, %
Ba	0,04	Sn	0,0005
Sr	0,04	Be	0,0002
Li	0,004	Sc	0,0003

B	0,02	Ga	0,002
Ni	0,0015	Zr	0,02
Co	0,0006	La	0,004
V	0,003	Y	0,005
Cr	0,008	Yb	0,0005
Mo	0,0004	W	0,001

Примечание: не обнаружены: Tl, Hf, Cd, Gd, Pt, In, U, Th, Ta, Bi, Te, Hg, In, Ge, Nb.

1.8 Характеристика золота

Золото в руде присутствует в самородном виде. Других минеральных форм его нахождения не установлено. Цвет золота ярко-желтый, желтый. Редко на поверхности золотин отмечаются бурые пленочки гидроксидов железа. Поверхность основной массы частиц золота чистая мелкобугорчатая; отмечаются сростки с кварцем, арсенопиритом, карбонатами.

Наиболее характерные формы частиц золота - неправильные компактные, уплощенные с небольшими изогнутыми отростками, пластинчатые с пережимами, ажурные, комковатые, кристаллоподобные. В результате техногенного воздействия отмечаются развальцованные золотины в виде тонких пластинок, иногда закатанные в трубочки[6]. По морфогенетической характеристике золото относится к трещинно-прожилковому, цементационному, интерстициальному типу.

Гранулометрическая характеристика золота изучалась на материале продуктов гравитации, полученных при стадийном понижении крупности помола руды. Расчетами установлено (таблица 4), что 60,2 % драгоценного металла представлено крупными золотинами (класс крупности + 0,07 мм). Более половины всей массы золота сконцентрировано в интервале крупности минус 0,50 +0,10 мм.

Таблица 4 – Гранулометрия золота

Классы крупности, мм	-0,50+0,25	-	-	-0,10+0,07	-0,07	Всего
Массовая доля золота,	8,9	31,3	10,2	9,8	39,8	100,0

Основная масса тонкого и тонкодисперсного золота (интервал крупности от 3 до 25 мкм), по данным сцинтилляционного анализа, связана с золотиными размером 15-25 мкм и 5-9 мкм (таблица 5). При этом, по массе (71 %) преобладают частицы крупностью от 3 до 5 мкм, однако с ними связано только 15,8 % золота. Средний расчетный диаметр золотин в данном интервале крупности – 6,9 мкм[6].

Таблица 5 – Распределение тонкого и тонкодисперсного золота по интервалам крупности

Интервал крупности, мкм	25-15	< 15-12	< 12-9	< 9-5	< 5-3	Итого
Массовая доля частиц, %	1,7	0,8	6,3	20,5	70,7	100,0
Доля золота присутствующего за счет частиц данной крупности, г/т / %	37,5	7,3	14,1	25,3	15,8	100,0
Средний диаметр золотины	6,9 мкм					

По результатам атомно-абсорбционного анализа пробность золота составляет 802-886 единиц (умеренновысокопробное).

Для определения содержания золота в сульфидах проводилась выборка монофракций минералов под биноклем в классах крупности минус 1,0 + 0,15 мм[5,6]. Данные атомно-абсорбционного анализа показали, что содержание золота в арсенопирите и пирите составляет соответственно 46 и 18 г/т. Кроме того, были отобраны и проанализированы сажистые агрегативные выделения сульфидов. Определено, что содержание благородного металла в них достигает 85 г/т.

При переработке смешанных руд месторождения «Маломыр» по схеме предварительного цианирования с подачей цианистых растворов в цикл измельчения и сорбционного выщелачивания золота в качестве товарной продукции получают золото лигатурное в слитках, удовлетворяющее требованиям ТУ-117-2-7-75.

2 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

2.1 Обоснование технологической схемы и ее описание

Все схемы обогащения обычно сложны и классифицируются, исходя из следующих признаков:

- число используемых методов
- число используемых в каждом методе процессов
- число используемых в каждом процессе операций
- число используемых стадий изменения крупности полезного ископаемого.

Основанием для выбора того или иного метода обогащения является достаточное различие в разделительных признаках минералов экономичность использования того или иного метода по данным практики работы обогатительных фабрик[2]. Выбор обогатительного процесса определяется характером вкрапленности разделяемых минералов, различиями в разделительных признаках минералов, технико-экономическими расчетными данными для каждого конкурирующего процесса.

Выбор числа операций для осуществления каждого процесса определяется требованиями к конечным продуктам по содержанию и извлечению ценного компонента и техническими возможностями обогатительных аппаратов.

На основании лабораторных исследований малых и укрупненных технологических проб, результатов полупромышленных испытаний технологической пробы Т- 20, практики переработки золотосодержащего сырья для руд участка Кварцитовый месторождения Маломыр рассмотрена схема прямого цианирования руды с использованием процесса "смола в пульпе" В качестве сорбента рекомендована низкоосновная смола PuroGold, эффективность которой подтверждена результатами промышленной эксплуатации на ЗИФ-2 ОАО "Покровского рудника", перерабатывающей руды месторождения Пионер[2,26].

Технологическая схема переработки руд предусматривает:

- крупное дробление исходной руды;
- полусамоизмельчение руды в открытом цикле;
- классификацию в гидроциклонах;
- шаровое доизмельчение песков гидроциклонирования до крупности 80% кл. –0,071мм;
- удаление щепы и сгущение руды в радиальных сгустителях до 40–45% тв.;
- предварительное и сорбционное цианирование руды с сорбцией на ионообменную смолу PuroGold:
 - обезвреживание хвостов цианирования перед сбросом в хвостохранилище;
 - регенерацию насыщенной смолы;
 - электролиз и плавку катодных осадков.

2.2 Описание и режимные параметры технологического процесса

2.2.1 Корпус крупного дробления руды № 1

Корпус крупного дробления руды представляет собой здание размером 18*19,7 м с бункером приема исходной руды размером 6,0*4,5 м. На бункере установлен колосниковый грохот с межколосниковым расстоянием 600 мм.

В корпусе установлены: пластинчатый питатель среднего типа и щековая дробилка PEJ 900*1200 с простым движением щеки.

Исходная руда, максимальной крупностью куска 750 мм и влажностью 5 %, автотранспортом подвозится к приемному бункеру узла крупного дробления и сгружается в него. Далее пластинчатым питателем руда подается на операцию дробления в щековую дробилку. Дробленая руда крупностью 300 мм ленточным конвейером подается в корпус измельчения на мельницу мокрого полусамоизмельчения ММПС 55*18[25]. Совместно с дробленой рудой на I стадию измельчения электровибрационным питателем из бункера извести подается известь из расчета 1,5 кг на 1 тонну перерабатываемой руды для

создания щелочной среды (защитной щелочи) с рН 10-10,5 предотвращающей образование летучей синильной кислоты HCN.

2.2.2 Корпус измельчения руды № 1

Корпус измельчения предназначен для измельчения окисленных и богатых руд участка Кварцитовый. Корпус представляет собой однопролетное помещение размером 60*24 м. Для переработки указанных руд в корпусе установлен измельчительный блок. В состав блока входят: мельница мокрого полусамоизмельчения ММПС 55*18, две шаровые мельницы с центральной разгрузкой МШЦ 32*54, классифицирующее оборудование, зумпфы и насосы для перекачки продуктов измельчения[29].

Объем руды, перерабатываемой на I стадии измельчения в мельнице ММПС 55*18 мокрого полусамоизмельчения типа «Каскад» составляет 80 т/час. Поступающая в переработку дробленая руда с максимальной крупностью куска 300 мм взвешивается конвейерными весами, установленными на ленточном конвейере. Массовая доля твердого на выходе мельницы «Каскад» – 60-65%, циркулирующая нагрузка – 100%, массовая доля класса минус 0,071 мм на выходе мельницы – 38-42%. В питание мельницы ММПС 55*18 подаются цианосодержащие растворы (маточные растворы электролиза). Данная операция вводится с целью максимально возможного контакта раствора NaCN с вскрывающимися частицами золота при измельчении руды в голове технологического процесса. Этот процесс увеличивает время предварительного цианирования и обеспечивает наиболее полное растворение (выщелачивание) золота в основной схеме цианирования.

Выход мельницы «Каскад» (измельченный продукт) крупностью -10 мм с содержанием твердого 60-65% по наклонному желобу в сопровождении воды самотеком поступает на классификацию. Для классификации продукта после первой стадии измельчения смонтирован классификатор спиральный с непогруженной спиралью 1КСН 24*125, работающий в замкнутом цикле с мельницей полусамоизмельчения. Пески классификатора, содержащие 80% твердого, поступают в мельницу «Каскад» на доизмельчение. Слив

классификатора крупностью -1 мм, содержащий 30-35% твердого, пульподелителем делится на два потока и самотеком направляется в два зумпфа объемом 34 м³ каждый[25,31]. На зумпфах установлены по два шламовых насоса (один в работе, другой в резерве), которыми пульпа подается на гидроциклонирование.

Для классификации продуктов измельчения двух шаровых мельниц МШЦ на каждой из них установлена батарея из 24 гидроциклонов марки, работающих в режиме (12–в работе, 12–в резерве). Гидроциклоны работают в замкнутом цикле с шаровыми мельницами второй стадии измельчения. Пески гидроциклонов с содержанием твердого 65÷70% являются питанием мельниц МШЦ. Разгрузка обеих шаровых мельниц самотеком направляется в зумпфы.

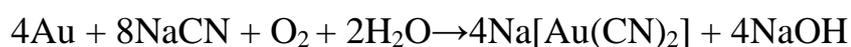
Сливы гидроциклонов, содержащие 25-30% твердого, поступают в два барабанных грохота для отделения щепы. Площадь поверхности грохочения – 15 м² с размером ячейки сетки 1,2*1,2 мм. Грохота работают в режиме 100% резерва. После отделения щепы сливы гидроциклонов через пробоотборник секторный поступают в зумпф объемом 30 м³, из которого шламовыми насосами подаются в корпус сорбции на предварительное цианирование[35].

2.2.3 Корпус сорбции

Корпус сорбции представляет собой здание размером 102*18 м. Отделение сорбции предназначено для проведения последующих технологических операций по переработке золотосодержащей пульпы, поступающей с измельчительного отделения. С этой целью в корпусе установлено следующее оборудование: пачуки предварительного цианирования, пачуки сорбционного цианирования, в которые загружается смола «PuroGold» в качестве сорбента, колонны регенерации насыщенной золотом смолы, электролизеры, контактные чаны для приготовления растворов реагентов. В здании корпуса размещаются экспресс-лаборатория и ОТК[26]. Помещение плавильного отделения размещено за пределами основного корпуса сорбции.

Слив гидроциклонов мельниц второй стадии измельчения с зумпфа шламовым насосом подается в пачук № 1 на предварительное цианирование. В

работе находится 8 пачуков, последовательно соединенных между собой. Рабочий объем одного пачука цианирования – 200 м³. Движение пульпы по пачукам предварительного цианирования (от пачука № 1 к пачуку № 8) осуществляется самотеком. Во всех пачуках установлены барботажные устройства для интенсивного перемешивания цианируемой пульпы воздухом. В головной пачук цианирования из реагентного отделения подается крепкий раствор цианида натрия (NaCN) концентрацией 10 % в объеме, обеспечивающем рабочую концентрацию цианида в жидкой фазе пульпы 300-350 мг/л. Сюда же возможна частичная подача щелочно-цианистых растворов (слива регенерационной колонны донасыщения смолы богатыми регенератами и маточных растворов электролиза)[26,35]. Дополнительная подача извести на предварительное цианирование не требуется. Время предварительного цианирования ~12 часов. Цианирование золота протекает по следующей химической реакции:



После предварительного цианирования пульпа из пачука № 8 самотеком поступает на сорбционное цианирование в пачук № 1, где происходит дорастворение золота из твердой фазы пульпы и сорбция растворенного золота на низкоосновную смолу «PuroGold» (сорбент). В работе находится 8 пачуков, имеющих аналогичную конструкцию с пачуками предварительного цианирования. Пачуки сорбции снабжены сетчатыми дренажными устройствами с размером ячейки сетки 0,63*0,63 мм. Движение пульпы и смолы по пачукам осуществляется в противоточном режиме. Для обеспечения непрерывного передвижения пульпы и смолы в пачуках сорбционного цианирования установлены транспортные эрлифты. Пульпа совместно с сорбентом эрлифтом подается на сетчатое дренажное устройство, которым смола отделяется от пульпы[5]. Смола по желобу самотеком транспортируется в предыдущий пачук, а пульпа по двум желобам самотеком перетекает в последующий пачук. Таким образом, соблюдается режим противотока. Из хвостового пачука сорбционного цианирования обеззолоченная пульпа

направляется на контрольное грохочение в барабанный грохот с размером ячейки сетки 0,63*0,63 мм для улавливания смолы в хвостовой пульпе. Хвосты сорбции (минусовой класс) через автоматический пробоотборник поступают в зумпф объемом 30 м³ и насосами откачиваются в хвостохранилище. Уловленная смола (плюсовой класс) возвращается в процесс сорбции в хвостовой пачук. Для проведения смыва полов и возврата возможных проливов технологических растворов в отделении сорбции на отметке 0,0 м имеется дренажная канава с приямками для двух вертикальных насосов, которыми технологические потери откачиваются в процесс.

Насыщенная смола из головного пачука сорбции непрерывно эрлифтом выводится на грохочение в барабанный грохот[5,35]. Подрешетный продукт грохота возвращается в головной пачук сорбции, а смола направляется в эрлифтную установку, которой подается на концентрационный стол для отделения от песков. Пески стола загружаются в контейнера и завозятся на бункер руды.

2.2.4 Отделение регенерации смолы

С целью проведения технологической операции регенерации насыщенной золотом пульпы в отделении сорбции установлено шесть колонн объемом 15 м³ каждая. Первая колонна предназначена для отмывки смолы от илов, вторая колонна для донасыщения смолы товарным регенератом, три колонны на процесс десорбции золота с насыщенной смолы и колонна для водной отмывки смолы от реагентов (цианистого натрия и соды каустической).

В целях поддержания необходимой температуры в регенерационных колоннах вода и растворы, поступающие в них, подогреваются до температуры 55-60 °С. Для подогрева установлено два электрических паровых котла, в комплекте с двумя станциями охлаждения. Нагретые паром из котла в емкости горячей воды объемом 10 м³ до необходимой температуры вода и реагенты химическим насосом подаются в технологический процесс отделения регенерации. Все регенерационные колонны снабжены эрлифтами для обеспечения непрерывного движения смолы по колоннам. Скорость перекачки

смола определяется скоростью потока насыщенной смолы, выводимой из пульпового процесса сорбционного цианирования.

Отделенная от песков на концентрационном столе насыщенная смола самотеком транспортируется в первую регенерационную (промывочную) колонну для отмывки от илов[25]. На отмывку используется техническая вода, расход которой на один кубический метр смолы составляет 7,5–10,0 м³/час. Промывка этой колонны самотеком направляется в питающий трубопровод барабанного грохота отмывки смолы от илов. Далее сорбент эрлифтом транспортируется в загрузочную воронку колонны на донасыщение смолы товарным регенератом (ТР) и вытеснения транспортной воды. Из пяти объемов ТР, получаемых при десорбции одного объема смолы, два объема используются в операцию донасыщения и вытеснения воды. Продолжительность процесса донасыщения смолы ~ 50 часов. Слив колонны направляется в емкость объемом 10 м³ и химическим насосом подается в мельницу первой стадии измельчения ММС для предварительного цианирования перерабатываемой руды в голове процесса[29]. В последующих колоннах осуществляется процесс десорбции золота с насыщенной смолы, который ведется в режиме противотока. Десорбция золота проводится свежим щелочно-цианистым (десорбирующим) раствором, имеющим рабочую температуру 55-60⁰С. Десорбирующий раствор из напорного бачка, установленного над колонной, самотеком поступает в её нижнюю часть и двигается снизу вверх. Выходящий сверху раствор эрлифтом откачивается в напорный бачок колонны десорбции далее самотеком поступает в нижнюю часть колонны. По аналогичной схеме десорбирующий раствор проходит через колонну. Частично обедненная по золоту смола из колонны эрлифтом транспортируется через загрузочную воронку в колонну на вторую стадию десорбции, далее смола эрлифтом подается в колонну. Насыщаясь золотом, при продвижении в колоннах десорбции, десорбирующий раствор образует богатый товарный регенерат, который собирается в емкость-отстойник для осаждения тонких осадков,

присутствующих в нем. По мере накопления, осадок периодически самотеком сбрасывается в регенерационную колонну.

Осветленный в отстойнике товарный регенерат самотеком (через переливную трубу) направляется в напорную емкость электролизеров.

Насыщенный сорбент, пройдя колонны десорбции, обедняется по золоту, восстанавливая свои сорбционные свойства. После десорбции, бедный по содержанию золота сорбент, эрлифтом закачивается в регенерационную колонну для водной отмывки смолы от реагентов. Отмывка ведется горячей водой (55-60°C). Соотношение объема промывной воды к объему смолы составляет 4:1. Отмытая от реагентов в колонне смола эрлифтом закачивается в емкость объемом 2 м³, установленную на отметке 15,0 м отделения регенерации. Далее по наклонному трубопроводу диаметром 100 мм смола самотеком двигается в емкость объемом 2 м³, установленную на отметке 10,8 м отделения сорбции, из которой самотеком направляется в технологический процесс сорбционного цианирования[35].

Слив колонны, содержащий цианид натрия и щелочь, поступает в емкости реагентного отделения. В емкости приготавливается раствор цианида натрия концентрацией 10%, а в емкости готовится раствор щелочи (каустической соды) концентрацией 10%. Приготовление указанных растворов ведется горячей водой, что обеспечивает максимальное растворение сухих реагентов. Для подачи исходных реагентов в растворные емкости над каждой из них устроены загрузочные воронки. В емкостях приготовления растворов установлены мешалки для перемешивания приготавливаемых растворов. Готовые к применению растворы цианида натрия и щелочи химическими насосами отдельно закачиваются в напорные баки. Из напорных баков растворы самотеком направляются в установленную над колонной десорбции напорную емкость, где происходит их предварительное смешивание[34,35]. Дозировка растворов цианида натрия и щелочи производится в объемах, обеспечивающих следующую рабочую концентрацию реагентов в приготавливаемом десорбирующим растворе: NaCN – 20 г/л, NaOH – 5 г/л.

Далее, смешанный раствор поступает в эрлифтную установку. Здесь, в процессе перекачки раствора происходит окончательное перемешивание растворов реагентов и горячей воды с получением десорбирующего раствора, применяемого в процессе десорбции золота.

Осветленный товарный регенерат из напорной емкости самотеком поступает в электролизное отделение, расположенное в осях. Для электролитического выделения благородных металлов (золота и серебра) в отделении установлено четыре электролизера объемом 1 м³ каждый с площадью катодной поверхности 40 м², расположенных каскадным способом и соединенных между собой последовательно. Товарный регенерат поступает в ванну электролизера № 1 и самотеком перетекает до электролизера № 4, обедняясь по золоту в ходе движения по цепочке электролизеров[34].

Процесс электролиза – электрохимическая реакция, протекающая на электродах (катодах и анодах). На катодные и анодные пластины электролизеров, изготовленные из нержавеющей стали, от выпрямителя нереверсивного подается постоянный электрический ток напряжением до 24 вольт. Под действием постоянного электрического тока на катодах и анодах электролизеров протекают электрохимические реакции, в результате которых на катодных пластинах восстанавливается золото, т.е. образуется катодный осадок. Конечными продуктами электролиза товарного регенерата являются катодные осадки и обеззолоченные маточные растворы. Контроль процесса электролиза осуществляется по концентрации золота на входе и выходе электролизеров[35]. Маточные растворы, выходящие с ванны последнего электролизера самотеком поступают в емкость объемом 10 м³ и химическим насосом транспортируются в загрузочную течку мельницы первой стадии измельчения ММС 55*18. Для проведения смыва полов и возврата возможных проливов технологических растворов в отделениях регенерации, электролиза и приготовления растворов химических реагентов на отметке 0,0 м имеется дренажная канава с приямками для вертикальных насосов, которыми технологические потери откачиваются в процесс.

Съем катодных осадков со всех электролизеров и полной зачисткой катодных пластин проводится один максимум два раза в месяц. Основная масса катодных осадков смывается с катодных пластин чистой технической водой, а оставшиеся осадки металлическими скребками (шпателями) или металлическими щетками счищаются с каждой катодной пластины. Снятые катодные осадки поступают в два нутч-фильтра для фильтрации растворов. Нутч-фильтры оборудованы ложным днищем в виде решетки и устланы фильтровальной тканью. Вакуумная магистраль с фильтров подведена под ложное днище и через ресивер подключена к водокольцевому вакуум-насосу. Отфильтрованные растворы из ресивера химическим насосом откачиваются в емкость.

2.2.5 Плавильное отделение

Плавильное отделение расположено в отдельно стоящем одноэтажном здании. В здании плавильного отделения расположены следующие помещения: сушилки; плавки; весовая с комнатой готовой продукции; кладовые реагентов и тиглей; электрощитовая; узел ввода и приточная венткамера; вытяжная венткамера; гардероб, комната приема пищи, душ, туалет; комната охраны.

Обезвоженные осадки помещаются в противни из нержавеющей стали слоем высотой 40-50 мм, печатываются и доставляются в плавильное отделение, где помещаются в камерную сушильную печь, предварительно разогретую до температуры 80-100⁰С. После этого температура в сушильной печи поднимается до 200-250⁰С. Процесс сушки катодного осадка длится 2-3 часа. Высушенный ЗСМ (золотосодержащий материал) выгружают из печи, охлаждают на воздухе, взвешивают на электронных платформенных весах и передают на хранение в ЗПК (золотоприемную кассу) до проведения плавки[34,35].

Плавка катодного осадка производится в индукционных печах, установленных под вытяжными зонтами. Для нормальной работы индукционных печей установлены станции охлаждения (поз.94). Работа с пылеобразующими материалами (подготовка шихты, загрузка материала на

противень, выгрузка с противня0 должна проводиться в вытяжном шкафу или под местной вытяжной вентиляцией.

2.3 Расчет качественно-количественной схемы обогащения

Метод расчета качественно-количественной схемы обогащения Маломырского месторождения будем вести на основании составления баланса металлов:

$$\begin{cases} \gamma_{исх} = \gamma_{к-та} + \gamma_{хв} \\ \gamma \times \alpha = \gamma_{к-та} \times \beta_{к-та} + \gamma_{хв} \times \beta_{хв} \end{cases} \quad (1)$$

где $\gamma_{исх}$ – выход в исходном продукте, %,

α - содержание ценного компонента в исходной руде, %,

$\gamma_{к-та}$ - выход концентрата, %,

$\gamma_{хв}$ - выход хвостов, %,

$\beta_{к-та}$ - содержание ценного компонента в концентрате, %,

$\beta_{хв}$ - содержание ценного компонента в хвостах, %

Все расчеты продуктов в схеме обогащения ведем согласно составления баланса металлов. Составляем общий баланс металлов.

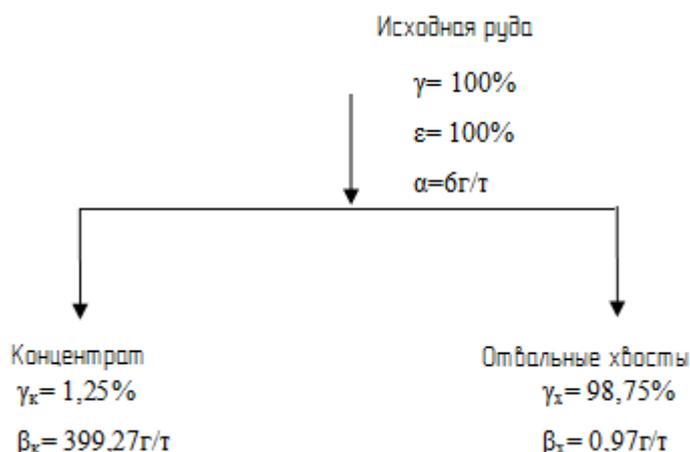


Рисунок 2 – Схема общего баланса металла

Определяем показатели обогащения 15 продукта по формуле (1):

$$\begin{cases} \gamma_{13} + \gamma_{29} = \gamma_{15} + \gamma_{14} \\ \gamma_{13} \times \beta_{13} + \gamma_{29} \times \beta_{29} = \gamma_{15} \times \beta_{15} + \gamma_{14} \times \beta_{14} \end{cases}$$

$$\gamma_{15} = \frac{\gamma_{13}(\beta_{13} - \beta_{14}) + \gamma_{29}(\beta_{29} - \beta_{14})}{\beta_{15} - \beta_{14}} = 0,1021$$

Все остальные показатели рассчитываем аналогично. Составляем таблицу общего баланса металла, данные сводим в таблицу 6.

Таблица 6– Общий баланс металла

Продукт	Выход Au, %	Содержание Au β , г/т	Извлечение Au ε , %
Поступает:			
Исходная руда	100	6	100
Итого:	100	6	100
Выходит:			
Концентрат	1,25	399,27	83,18
Отвальные хвосты	98,75	0,97	16,82
Итого:	100	6	100

Все результаты расчета качественно-количественной схемы вносим в таблицу 7.

Таблица 7 –Качественно-количественная схема

№ п/п	Наименование операции и продуктов	Масса, т/ч	Содержание Au, г/т	Концентрация Au в ж, г/м ³	Извлечение Au, %
1	2	3	4	5	6
	Измельчение, классификация				
	Поступает:				
	Дробленая руда	80	6	0	100
	<i>Итого:</i>	80	6	0	100
	Выходит:				
	Слив гидроциклонов	80	6	0	100
	<i>Итого:</i>	80	6	0	100
VI	Щепоулавливание				
	Поступает:				
6	Слив гидроциклонов	80	6	0	100
	<i>Итого:</i>	80	6	0	100
	Выходит:				
	<i>Итого:</i>	80	6	0	100
VII	Сгущение				
	Поступает:				
6	Слив гидроциклонов	80	6	0	100
	<i>Итого:</i>	80	6	0	100

Продолжение таблицы 7

	Выходит:				
12	Сгущенный продукт	80	6	0	100
	<i>Итого:</i>	80	6	0	100
VIII	Предварительное цианирование				
	Поступает:				
12	Сгущенный продукт	80	6	0	100
	<i>Итого:</i>	80	6	0	100
	Выходит:				
13	Пульпа	80	1,5	3,546	100,83
	<i>Итого:</i>	80	1,5	3,546	100,83
IX	Сорбционное выщелачивание				
	Поступает:				
13	Пульпа	80	1,5	3,546	100,83
29	Смола	0,1021	50	0	1,06
	<i>Итого:</i>	80,1021			101,89
	Выходит:				
15	Смола	0,1021	4000	0	85,08
	Хвосты	80	0,97	0,03	16,82
	<i>Итого:</i>				
XIII	Отмывка от песка, илов и щепы				
	Поступает:				
17	Смола	0,1021	4000	0	85,08
	<i>Итого:</i>				
	Выходит:				
19	Смола	0,1021	4000	0	85,08
	Щепа	-	-	-	-
	<i>Итого:</i>	0,1021	4000	0	85,08
XI	Контрольное грохочение				
	Поступает:				
14	Хвосты	80	0,97	0,03	16,82
	<i>Итого:</i>	80	0,97	0,03	16,82
	Выходит:				
30	Надрешетный продукт				
44	Слив	4,04	-	-	-
	<i>Итого:</i>				
	Вытеснение воды				
	Поступает:				
	Смола	0,1021	4045	0	86,03
	Элюат бедный	0	0	10	1,19
	<i>Итого:</i>	0,1021	4045		
	Смола	0,1021	4045	0	86,03
	Раствор	0	0	2	0,715
	<i>Итого:</i>	0,1021			
XV	Десорбция металлов				

Продолжение таблицы 7

	Поступает:				
20	Смола	0,1021	4045	0	86,03
28	Раствор с NaOH, NaCN				
	<i>Итого:</i>				
	Выходит:				
22	Элюат богатый	0	0	281,34	83,777
	Элюат бедный	0	0	10	1,19
23	Смола	0,1021	50	0	1,06
	<i>Итого:</i>				
XVII	Промывка				
	Поступает:				
23	Смола	0,1021	50	0	1,06
	<i>Итого:</i>	0,1021	50	0	1,06
	Выходит:				
28	Раствор	-	-	-	-
29	Смола	0,1021	50	0	1,06
	<i>Итого:</i>	0,1021	50	0	1,06
XVI	Электролиз				
	Поступает:				
22	Элюат богатый	-	-	10	83,777
	<i>Итого:</i>	-	-	10	83,777
	Выходит:				
25	Катодный осадок	-	399,27	1,25	83,187
24	Обеззолоченный раствор	0	0	2	0,59
	<i>Итого:</i>				

2.4 Расчет водно – шламовой схемы. Баланс воды

В результате расчета водно – шламовой схемы в каждом продукте и в каждой операции определяются: весовое отношение Ж: Т, количество воды в операции или продукте, объем пульпы, количество воды, добавляемой в процессе или выводимой из него.

На основании данных практики устанавливаются значения R (Ж:Т) и нормы расхода воды для отдельных операций. С помощью формулы:

$$W_n = Q_n * R_n \quad (2)$$

Определяется количество воды в продуктах и операциях с известными значениями R_n , причем Q_n берутся из количественной схемы.

По уравнению баланса определяется количество воды, добавляемой в отдельные операции и в отдельные продукты.

По формуле:

$$V_{\pi} = W + \frac{Q}{R} \quad (3)$$

где W_n – расход воды (производительность по воде) с продуктом, м³ в единицу времени;

Q – количество твердого, т/сут;

R – весовое соотношение Ж:Т, численно равное массе воды на 1 т твердого.

Целью проектирования водно – шламовой схемы является:

- обеспечение оптимальных отношений Ж:Т в операциях схемы;
- определение количества воды, добавляемой в операции или, наоборот, выделяемой из продуктов при операциях обезвоживания;
- определение отношений Ж:Т в продуктах схемы;
- определение объемов пульпы для всех продуктов и операций схемы;
- определение общей потребности воды по обогатительной фабрике и составление общего баланса по воде.

Таблица 8 - Результаты расчета водно-шламовой схемы

№ п/п	Наименование операции и продуктов	Количество твердого Q, т/час	Плотность пульпы T, %	Разбавление R, %	Количество воды W, м ³ /сут	Объем пульпы V, м ³ /сут
1	2	3	4	5	6	7
I	Дробление:					
	<i>Поступает:</i>					
1	Исходная руда	80	94	0,0625	5	36
	<i>Итого:</i>	80	94	0,0625	5	36
	<i>Выходит:</i>					
2	Дробленая руда	8	94	0,0625	5	36
	<i>Итого:</i>	8	4	0,0625	5	36
II	Самозмельчение:					
	<i>Поступает:</i>					
2	Дробленая руда	80	94	0,0625	5	36
5	Пески классификатора	80	94	0,0625	20	51
40	Слив	-	-	-	28	28
	<i>Итого:</i>	160	75	0,33	53	115
	<i>Выходит:</i>					
3	Измельченный продукт	160	75	0,33	53	115
	<i>Итого:</i>	160	75	0,33	53	115
III	Классификация:					
	<i>Поступает:</i>					
3	Измельченный продукт	160	75	0,33	53	115
39	Слив	-	-	-	65	65
	<i>Итого:</i>	160	75	0,73	118	180
	<i>Выходит:</i>					
4	Слив классификатора	80	44	1,225	98	129

Продолжение таблицы 8

5	Пески классификатора	80	44	0,25	20	51
	<i>Итого:</i>	160	57	0,737	118	180
	<i>Выходит:</i>					
IV	Гидроциклонирование:					
	<i>Поступает:</i>					
4	Слив классификатора	80	44	1,225	98	129
10	Измельченный продукт	160	70	0,425	68	130
38	Слив	-	-	-	142	142
	<i>Итого:</i>	240	43	1,28	308	401
	<i>Выходит:</i>					
6	Слив гидроциклонов	80	25	3	240	271
7	Пески гидроциклонов	160	70	0,425	68	130
	<i>Итого:</i>	240	43	1,28	308	401
V	Измельчение:					
	<i>Поступает:</i>					
7	Пески гидроциклонов	160	70	0,425	68	130
	<i>Итого:</i>	160	70	0,425	68	130
	<i>Выходит:</i>					
10	Измельченный продукт	160	70	0,425	68	130
	<i>Итого:</i>	160	70	0,425	68	130
VI	Щепоулавливание:					
	<i>Поступает:</i>					
6	Слив гидроциклонов	80	25	3	240	271
37	Слив	-	-	-	5	5
	<i>Итого:</i>	80	24	3,06	245	276
	<i>Выходит:</i>					
8	Слив	80	24	3,06	245	276
	<i>Итого:</i>	80	24	3,06	245	276
VII	Сгущение:					
	<i>Поступает:</i>					
6	Слив гидроциклонов	80	24	3,06	245	276
	<i>Итого:</i>	80	24	3,06	245	276
	<i>Выходит:</i>					
12	Сгущенный продукт	80	40	1,5	120	151
11	Слив в оборот	-	-	-	125	125
	<i>Итого:</i>	80	24	3,06	245	276
VIII	Предварительное цианирование:					
	<i>Поступает:</i>					
12	Сгущенный продукт	80	40	1,5	120	151
	<i>Итого:</i>	80	40	1,5	120	151
	<i>Выходит:</i>					
13	Пульпа	80	40	1,5	120	151
	<i>Итого:</i>	80	40	1,5	120	151
IX	Сорбционное цианирование:					
	<i>Поступает:</i>					
13	Пульпа	80	40	1,5	120	151

Продолжение таблицы 8

29	Сорбент	-	-	-	0,5	-
	<i>Итого:</i>	80	39	1,56	125	151
	<i>Выходит:</i>					
15	Сорбент	-	-	-	0,5	-
14	Пульпа	80	40	1,5	120	151
	<i>Итого:</i>	80	39	1,56	125	151
X	Грохочение и отмывка смолы					
	<i>Поступает:</i>					
15	Сорбент	-	-	-	0,5	-
36	Слив	-	-	-	10	10
	<i>Итого:</i>	-	-	-	10,5	10
	<i>Выходит:</i>					
17	Сорбент	-	-	-	0,5	-
16	Пульпа	-	-	-	10	10
	<i>Итого:</i>	-	-	-	10,5	10
XI	Контрольное грохочение:					
	<i>Поступает</i>					
14	Пульпа	80	40	1,5	120	151
16	Пульпа	-	-	-	10	10
18	Пульпа	-	-	-	10	10
	<i>Итого:</i>	80	36	1,75	140	171
	<i>Выходит:</i>					
33	Пульпа	80	36	1,75	140	171
	<i>Итого:</i>	80	36	1,75	140	171
XII	Промывка					
	<i>Поступает:</i>					
17	Сорбент	-	-	-	0,5	-
35	Слив	-	-	-	10	10
	<i>Итого:</i>	-	-	-	10,5	10
	<i>Выходит:</i>					
19	Сорбент	-	-	-	0,5	-
18	Вода	-	-	-	10	10
	<i>Итого:</i>	-	-	-	10,5	10
XIII	Донасыщение					
	<i>Поступает:</i>					
19	Сорбент	-	-	-	0,5	-
22	Товарный раствор	-	-	-	1	3,5
	<i>Итого:</i>	-	-	-	1,5	3,5
	<i>Выходит:</i>					
20	Сорбент	-	-	-	1	3
21	Маточник	-	-	-	0,5	0,5
	<i>Итого:</i>	-	-	-	1,5	3,5
XIV	Десорбция					
	<i>Поступает:</i>					
20	Сорбент	-	-	-	1	1
28	Промвода	-	-	-	3	3
	<i>Итого:</i>	-	-	-	4	4

Продолжение таблицы 8

	<i>Выходит:</i>					
23	Сорбент	-	-	-	0,5	0,5
22	Товарный раствор	-	-	-	3,5	3,5
	<i>Итого:</i>	-	-	-	4	4
XV	Электролиз					
	<i>Поступает:</i>					
22	Товарный раствор	-	-	-	3,5	3,5
27	Фильтрат	-	-	-	-	-
	<i>Итого:</i>	-	-	-	3,5	3,5
	<i>Выходит:</i>					
25	Катодный осадок	-	-	-	-	-
24	Маточник	-	-	-	3,5	3,5
	<i>Итого:</i>	-	-	-	3,5	3,5
XVI	Промывка					
	<i>Поступает:</i>					
23	Сорбент	-	-	-	0,5	-
34	Техническая вода	-	-	-	3	3
	<i>Итого:</i>	-	-	-	3,5	3
	<i>Выходит:</i>					
26	Промвода	-	-	-	3	3
27	Смола	-	-	-	0,5	-
	<i>Итого:</i>	-	-	-	3,5	3
XVII	Фильтрование					
	<i>Поступает:</i>					
25	Катодный осадок	-	-	-	-	-
	<i>Итого:</i>	-	-	-	-	-
	<i>Выходит:</i>					
28	Кек	-	-	-	-	-
29	Фильтрат	-	-	-	-	-
	<i>Итого:</i>	-	-	-	-	-
XVIII	Сушка					
	<i>Поступает:</i>					
28	Кек	-	-	-	-	-
	<i>Итого:</i>	-	-	-	-	-
	<i>Выходит:</i>					
30	Концентрат	-	-	-	-	-
	<i>Итого:</i>	-	-	-	-	-
XIX	Плавка					
	<i>Поступает:</i>					
30	Концентрат	-	-	-	-	-
	<i>Итого:</i>	-	-	-	-	-
	<i>Выходит:</i>					
31	Готовая продукция	-	-	-	-	-
32	Шлак	-	-	-	-	-
	<i>Итого:</i>	-	-	-	-	-

Баланс водопотребления и водоотведения по цеху обогащения представляет собой равенство, поступившего в процесс суммарного количества

воды, суммарному количеству воды, уходящему из процесса с конечными продуктами обогащения, т.е.:

$$W_1 + \sum L = \sum W_K \quad (4)$$

где W_1 – количество воды, поступающее с исходной рудой, м³/сут

$\sum L$ – суммарное количество воды, добавляемое в процесс, м³/сут

$\sum W_K$ – суммарное количество воды, уходящее из процесса с конечными продуктами, м³/сут.

По данной технологической схеме составление баланса воды не предусматривается, так как на фабрике используется обратное водоснабжение.

3 ВЫБОР И РАСЧЕТ ОСНОВНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

3.1 Выбор и расчет основного оборудования для крупного дробления

Определяем часовую производительность цеха дробления по формуле (5):

$$Q_{\text{ч}} = \frac{Q}{t_{\text{м}}} = \frac{Q}{t_{\text{м}} * K_{\text{н}}} * K_{\text{п}} \quad (5)$$

где Q_0 – производительность оборудования (0.8), т/час;

Q – годовая производительность, т/год;

$t_{\text{м}}$ – машинное время, час;

$K_{\text{п}}$ – коэффициент использования оборудования;

$K_{\text{н}}$ – коэффициент неравномерности ($K_{\text{н}} = 1,0 \div 1,1$ или можно делить на 0,95-0,98).

$$Q_{\text{ч}} = \frac{640000}{7000} = 95 \text{ т/ч}$$

Крупность руды –750мм. Паспортная производительность принимаемой дробилки при ширине разгрузочной щели 130 мм составляет 240 т/час. Крупность дроблёной руды с учётом закругнения составит 180мм[31].

Количество дробилок определяем по формуле:

$$n = \frac{95}{240} = 0.4$$

Принимаем к установке 1 дробилку ЩДП 9х12 (РЕJ 0912). Технические характеристики приведены в таблице 9.

Таблица 9 - Основные технические параметры ЩДП 9х12.

Размеры приемного отверстия, мм	
Ширина, не менее	900±45
Длина, не менее	1200±60
Ширина выходной щели в фазе раскрытия, мм	
Номинальная	130
Диапазон регулирования	±35
Наибольший размер куска исходного материала, мм	750
Мощность электродвигателя, кВт	90
Частота вращения вала эксцентрикового, об/мин	200
Производительность при номинальной ширине выходной щели, м ³ /ч	180

Габаритные размеры дробилки, мм	
- длина без привода, не более	5010
- ширина без привода, не более	3120
- высота без привода, не более	3010
Масса дробилки с приводом без электрооборудования, кг	61410

3.2 Выбор и расчет мельниц самоизмельчения

Часовая производительность корпуса измельчения №1 - 80 т. Мельница работает в замкнутом цикле.

Часовая производительность мельницы в замкнутом цикле по исходной руде рассчитывается по формуле:

$$Q = q_0 * V = \frac{q}{\beta - \alpha} * V \quad (6)$$

$$Q = \frac{0.526}{0.23 - 0.05} * 34.6 = 101 \text{ т/час}$$

где β – содержание расчетного класса крупности в готовом продукте, доли ед.;

α – содержание расчетного класса крупности в питании, доли ед.;

q – удельная производительность мельницы по классу $-0,074$ мм, т/м³ч

V – рабочий объем мельницы, м³.

Число мельниц определяем по формуле:

$$n = \frac{Q}{Q_1} = \frac{Q * k_1}{Q * k_2} \quad (7)$$

$$n = \frac{80 * 1.15}{80 * 1.3} = 0,7 \approx 1$$

где k_1 – коэффициент неравномерности, принимаем равным 1.15

k_2 – коэффициент, учитывающий твердость руды, равный 1.3

Принимаем к установке мельницу MZS 5,5x1,8. Технические характеристики приведены в таблице 10.

Таблица 10 - Технические характеристики мельницы MZS 5,5x1,8.

Диаметр барабана, мм	5500
Длина барабана, мм	1800
Рабочий объем барабана мельницы, м ³	34,6

Продолжение таблицы 10

Диаметр загружаемых шаров, мм	100
Загрузка шаров от объема барабана, % Единовременная загрузка шаров, т	14-16 20
Расход шаров на 1 т руды, кг	1
Мощность двигателя главного привода, кВт	800
Частота вращения двигателя, об/мин	167
Напряжение, В	6000
Масса мельницы без двигателя, т	192
Масса двигателя, т	16,75

3.3 Выбор и расчет спиральных классификаторов

Определяем производительность классификатора по твердому в сливе по формуле:

$$Q = m * k_p * k_\beta * Q_{\text{баз}} \text{ т/сут} \quad (8)$$

где m - количество спиралей

k_p - поправочный коэффициент на плотность руды

k_β - поправочный коэффициент на крупность слива

$Q_{\text{баз}}$ – базисная производительность классификатора, т/сут

$$Q = 1 * 1 * 2.5 * 1290 = 3225 \frac{\text{т}}{\text{сут}} = 135 \text{ т/час}$$

Определяем производительность классификатора по пескам по формуле:

$$Q_{\text{п}} = 5.45 * m * k_p * k_\alpha * D^3 * n \quad (9)$$

где k_p - поправочный коэффициент на плотность руды

k_α - коэффициент, учитывающий угол наклона ванны классификатора

D - диаметр спирали

n - частота вращения спирали, мин⁻¹

$$Q = 5.45 * 1 * 3.6 * 1 * 1 * 2.4^3 = 271 \text{ т/час}$$

В сливе содержится 80 т/час твердого, рассчитываем количество классификаторов, требуемых к установке по формуле:

$$n = \frac{Q_{\text{час}}}{q} \quad (10)$$

$$n = \frac{80}{135} = 0.6 \approx 1$$

К установке принимаем спиральный классификатор 1КСН24х125, технические характеристики приведены в таблице 11.

Таблица 11 - Технические характеристики классификатора 1КСН24х125

Диаметр спирали, мм	2400
Длина корыта, мм	12500
Частота вращения спирали, об/мин	3,67
Мощность двигателя привода спирали, кВт	18,5
Мощность двигателя подъема спирали, кВт	4
Масса классификатора, т	21

3.4 Расчет гидроциклонов

На операцию гидроциклонирования поступает $Q = 401 \text{ м}^3/\text{час}$.

Объемная производительность гидроциклона определяется по формуле:

$$Q_0 = 0.93 * k_D * k_{\alpha} * d_3 * d_c \sqrt{10 * P_0} \quad (11)$$

где k_D и k_{α} – поправочные коэффициенты на диаметр гидроциклона и угол конусности, см

d_3 и d_c – диаметры питающего и сливного патрубков, см

P_0 – рабочее давление на входе в гидроциклон, МПа

$$Q_0 = 0,93 * 1,14 * 1,15 * 6,5 * 8 * \sqrt{10 * 0,05} = 44,4 \text{ м}^3/\text{час}$$

Число гидроциклонов рассчитываем по формуле:

$$n = \frac{Q}{Q_0} \quad (12)$$

где Q – производительность, поступающая на операцию гидроциклонирования

Q_0 – объемная производительность гидроциклона

$$n = \frac{401}{44,4} = 9 \text{ шт}$$

К установке принимаем 12 рабочих гидроциклонов и 12 резервных. Всего для 2-х шаровых мельниц установлено 24 гидроциклона. Требуется получить слив крупностью 80% класса -0,074 мм, что соответствует 140 мкм.

Проверяем номинальную крупность слива по формуле:

$$d_n = 1,5 \sqrt{\frac{D \cdot d_c \cdot T_u}{d_n \cdot k_D \cdot (\rho - \rho_0) \sqrt{P_0}}} \quad (13)$$

где P_0 – рабочее давление на входе в гидроциклон, МПа

k_D – поправочный коэффициент на диаметр гидроциклона, см

ρ – плотность твердого, г/см³

T_u – содержание твердого в питании, %

d_c – диаметр сливного патрубка, см

$$d_n = 1,5 \sqrt{\frac{25 \cdot 8 \cdot 44,4}{3,4 \cdot 1,14 \cdot (2,6 - 1) \cdot \sqrt{0,05}}} = 120 \text{ мкм}$$

Таблица 12 - Технические характеристики гидроциклона CAVEX

Диаметр цилиндрической части, мм	250
Размер питающего отверстия, мм	100
Диаметр сливного патрубка, мм	150
Набор песковых насадок диаметром, мм	50,55,60,65,70

3.5 Выбор и расчет мельниц для измельчения

Питанием шаровой мельницы являются пески гидроциклонов в количестве 160 т/час.

Часовую производительность мельниц в замкнутом цикле по исходному питанию рассчитываем по формуле:

$$Q = q_0 \cdot V = \frac{q_{0,074}}{(\beta_{0,074} - \alpha_{0,074})} V \quad (14)$$

где $q_{0,074}$ – удельная производительность мельницы по классу – 0,074 мм, т/м³*час

$\alpha_{0,074}$ – содержание расчетного класса крупности в питании, доли ед.

$\beta_{0,074}$ – содержание расчетного класса крупности в готовом продукте, доли ед.

V – расчетный объем мельницы, м³

$$Q = \frac{0,61}{0,48 - 0,23} \cdot 39,5 = 96,4 \text{ т/час}$$

Количество мельниц, принимаемых к установке рассчитываем по формуле:

$$n = \frac{Q_n * k_1}{q} \quad (15)$$

где k_1 – коэффициент неравномерности, принимаем равным 1,15

$$n = \frac{160 * 1,15}{96,4} = 1,9 \approx 2$$

Принимаем к установке две шаровых мельницы MQY 32x54, технические характеристики приведены в таблице 13.

Таблица 13 - Технические характеристики мельницы MQY 32x54

Диаметр барабана, мм	3200
Длина барабана, мм	5400
Диаметр загружаемых шаров, мм	60
Загрузка шаров от объема барабана, %	35-45
Единовременная загрузка шаров, т	72,7
Мощность двигателя главного привода, кВт	800
Частота вращения двигателя, об/мин	167
Напряжение, В	6000
Масса мельницы без двигателя, т	123
Масса двигателя, т	16,75

3.6 Расчет оборудования для грохочения

Производительность грохота по пульпе равна 300м³/час. Определяем число грохотов, принимаемых к установке по формуле:

$$n = \frac{Q_n}{Q_0} \quad (16)$$

где Q_n – часовой поток поступающей пульпы, м³/час

Q_0 – производительность грохота по пульпе, м³/час

$$n = \frac{2700}{300} = 0,9 \approx 1$$

Принимаем к установке по два грохота на каждой операции, 1 рабочий, 1 резервный. Технические характеристики грохота приведены в таблице 14.

Таблица 14 - Технические характеристики барабанного грохота ГБ -3715.

Размер ячейки сетки,мм	1,2*1,2
Мощность двигателя, кВт	1,5
Частота вращения двигателя, об/мин	1000
Длина грохота, мм	4700
Ширина грохота,мм	1400
Высота грохота,мм	1500
Масса грохота, кг	2430

3.7 Выбор и расчет сгустителя

Определяем площадь сгущения S м² по формуле:

$$S = Q/q, \text{ м}^2 \quad (17)$$

где Q – производительность по твердому в сгущенном продукте, т/час

q – удельная производительность сгустителя, т/м², равная 1,0 [20].

$$S = 80 / 1 = 80 \text{ м}^2$$

Определяем количество сгустителей, n по формуле:

$$n = S/S_c$$

где S_c – номинальная площадь осаждения, м²

$$n = 80 / 90,5 = 0,88 = 1$$

Для сгущения слива гидроциклонов принимаем сгуститель Outotec 24HRT, диаметром чана 24м.

3.8 Расчет оборудования для предварительного и сорбционного цианирования

В операцию предварительного цианирования поступает объемный поток пульпы 150 м³/час. Для процесса сорбционного цианирования применяют пачуки. Количество пачуков, принимаемых к установке рассчитываем по формуле:

$$n = \frac{Q_n \cdot \tau}{Q_p} \quad (18)$$

где Q_n – часовой поток поступающей пульпы, м³/час

Q_p – рабочий объем одного пачука, м³

τ – время сорбционного цианирования, час, (принимаем 10,5 часов по данным практики)

$$n = \frac{150 * 10,5}{200} = 7,8 \approx 8$$

К установке принимаем 8 пачуков. Технические характеристики приведены в таблице 15.

Таблица 15 -Технические характеристики пачука предварительного цианирования.

Диаметр пачука, мм	6000
Высота пачука, мм	10800
Геометрический объем, м ³	220
Рабочий объем, м ³	200
Плотность пульпы, т/м ³	Не более 1,5
Давление воздуха избыточное, кг*с/см ²	Не менее 2,0
Максимальный расход воздуха на перемешивание, н*м ³ /мин	5,0
Масса, т	18

Для операции сорбционного цианирования количество пачуков рассчитывается аналогично расчету пачуков предварительного цианирования.

$$n = \frac{150 * 10,5}{200} = 7,8 \approx 8$$

К установке принимаем 8 пачуков. Технические характеристики приведены в таблице 16.

Таблица 16 - Технические характеристики пачуков сорбционного цианирования.

Диаметр пачука, мм	6000
Высота пачука, мм	10800
Высота аппарата, мм	11800
Геометрический объем, м ³	220
Рабочий объем, м ³	200
Плотность пульпы, т/м ³	Не более 1,5
Давление воздуха избыточное, кг*с/см ²	Не менее 2,0
Максимальный расход воздуха на перемешивание, н*м ³ /мин	5,0
Пропускная способность пачука по пульпе, м ³ /ч	300
Количество сеток (н/ст 0,63×0,63×0,3 мм), шт.	6
Площадь одной сетки, м ²	0,7
Масса аппарата, т	21

3.9 Расчет оборудования отделений регенерации и электролиза

Продвижение смолы в отделении регенерации осуществляется по цепочке однотипных колонн объемом 5 м³ каждая, соединенных между собой последовательно[35]. Передвижка смолы по колоннам осуществляется с помощью эрлифтов, установленных в каждой колонне. Смола в колонны поступает сверху, а выгружается снизу с помощью эрлифта.

Обработка смолы реагентами осуществляется путем пропускания растворов в колонке снизу вверх, методом противотока. Таким образом, смола и растворы в регенерационных колонках двигаются навстречу друг другу.

Отмывка сорбента от илов осуществляется в колоннах объемом 5 м³. В отделение регенерации поступает часовой поток смолы равный 0,5 м³/час[34].

Количество колонн, принимаемых к установке рассчитывается по формуле:

$$n = \frac{G_{\text{смолы}} \cdot \tau}{V_{\text{кол}}} \quad (19)$$

где $G_{\text{смолы}}$ – часовой поток смолы, м³/час

τ – время десорбции, час

$$n = \frac{0,5 \cdot 90}{15} = 3$$

Аналогично рассчитываем колонны для донасыщения, десорбции, отмывки от щелочи. К установке принимаем 6 колонн: 3 колонны на десорбцию, и по 1 колонне на промывку, донасыщение и отмывку от реагентов. Технические характеристики колонн приведены в таблице 17.

Таблица 17 – Технические характеристики колонн регенерации

Диаметр колонны, мм	1400
Высота колонны, мм	10100
Объем колонны, м ³	15,0

В отделение электролиза с отделения регенерации попадает товарный регенерат с содержанием растворенного золота, число электролизеров, принимаемых к установке рассчитывается по формуле:

$$n = \frac{M \cdot 100}{I \cdot \eta \cdot \varepsilon \cdot \lambda \cdot z} \quad (20)$$

где э.х.э – электрохимический эквивалент, г/А *час

M – поток золота через электролизёры, г/час

η – выход по току, %

I – ток, проходящий через электролизеры, А

$$n = \frac{281,3 * 100}{7,37 * 1 * 1500} = 2,6$$

Принимаем к установке 4 электролизёра. Технические характеристики представлены в таблице 18.

Таблица 18 - Технические характеристики электролизеров

Рабочий объем ванны, м ³	1,0
Площадь катодной поверхности, м ²	40,0
Площадь анодной поверхности, м ²	40,0

3.10 Расчет оборудования для фильтрования хвостов сорбции и расчет контактных чанов

На фильтрование поступает 80 т/час пульпы. Расчет фильтр-прессов производим по формуле:

$$n = \frac{Q}{s * q} \quad (21)$$

где Q – часовой поток поступающей пульпы, т/час

q – удельная нагрузка, т/м³*час

s – площадь фильтрации, м²

$$n = \frac{80}{800 * 0,034} = 2,9 \text{ шт}$$

К установке принимаем 4 фильтр-пресса, 3 в работе, 1 в резерве.

Контактные чаны для окисления цианида и мышьяка, а также для осаждения мышьяка рассчитываются по формуле:

$$n = \frac{G * \tau}{V} \quad (22)$$

где n – количество контактных чанов

G – поток воды, принимаем равным 50 м³/час

τ – время пребывания в контактном чане, принимаем равным 1 часу

$$n = \frac{50 * 1}{25} = 2 \text{ шт}$$

Принимаем к установке три контактных чана для окисления цианида и мышьяка.

Для осаждения мышьяка рассчитываем контактный чан по формуле (22), при времени пребывания в контактном чане равным 30 мин.

$$n = \frac{50 * 0,5}{25} = 1$$

Для осаждения мышьяка принимаем к установке один контактный чан.

3.11 Выбор и расчет песковых насосов

При выборе насоса определяется общее давление, развиваемое насосом P_n , МПа, по формуле:

$$P_n = P + 0,01H\Delta_c \quad (23)$$

где P_n – общее давление, развиваемое насосом, МПа;

P – давление на входе в гидроциклон, МПа;

H – высота установки ввода питания в гидроциклон относительно оси насоса, м;

Δ_c – плотность суспензии, т/м³.

Для ГЦ-250

$$P_n = 0,25 + 0,01 \times 12,0 \times 1,3 = 0,406$$

Для всех типов гидроциклонов принимаем песковый насос типа НП-1М.

И его технические характеристики заносим в таблицу 19.

Таблица 19 – Технические характеристики пескового насоса НП-1

Параметры	Показатели
Подача, м ³ /ч	7,2
Напор, м вод. ст.	12
Вакуумметрическая высота всасывания, м вод. ст.	1,5
К.п.д., %	50
Электродвигатель:	
Тип	-
Мощность, кВт	2,2
Частота вращения, об/мин	1420
Габаритные размеры, мм: Длина L	900
Ширина B	250
Высота H	380
Минимальный размер сечения проточного тракта, мм	8

4 ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ СЛУЖБЫ

4.1 Электроснабжение

Внешнее электроснабжение пускового комплекса ЗИФ выполняется на напряжении 110 кВ.

На площадке фабрики предусматривается ПС 110/6 кВ «Маломыр» с двумя трансформаторами мощностью 16000 кВА. ПС 110 кВ «Маломыр» по двухцепной ВЛ-110 кВ запитывается от ПС 110/6 кВ «Стойба»[26].

Протяженность ВЛ-110 кВ составляет 35 км. ВЛ-110 кВ смонтирована на многогранных двухцепных металлических опорах с подвеской провода АС-120/19. Для электроснабжения высоковольтных двигателей мельниц и организации внутривозвездного электроснабжения, предусматриваются встроенные и пристроенные РП-6 кВ. Пуск высоковольтных двигателей мельниц предусматривается от устройств безударного пуска типа УБПВД-С-6. Потребители 0,4 кВ снабжаются электроэнергией от КТП-6/0,4 кВ наружного и внутреннего исполнения. Внутривозвездные сети площадки фабрики выполняются кабельными и прокладываются в основном по эстакадам.

Потребляемая мощность обработки месторождения «Маломыр»: обогатительная фабрика – 4980 кВт, хвостохранилище – 200 кВт[29].

Для аварийного обеспечения пускового комплекса электроэнергией смонтирована ДЭС.

4.2 Теплоснабжение

Источником теплоснабжения объектов промплощадки обогатительной фабрики принята центральная котельная, на площадке вахтового поселка предусматривается собственная модульная котельная. В качестве теплоносителя принята вода с параметрами 95-70°С.

Прокладка тепловых сетей от котельных к потребителям предусматривается по промплощадке обогатительной фабрики и площадке вахтового поселка. Способ прокладки тепловых сетей принят преимущественно надземный по эстакадам и по низким опорам, а на отдельных участках

подземных непроходных сборных железобетонных каналах. В качестве трубопроводов тепловых сетей приняты трубы стальные электросварные прямошовные по ГОСТ 10704-91. Для защиты от коррозии предусматривается покрытие трубопроводов тепловых сетей масляной краской БТ-177 ГОСТ 8292-85 за два раза по грунту ГФ-021 ГОСТ 25129-82[15].

В качестве изоляции трубопроводов тепловых сетей предусмотрены маты прошивные из базальтового волокна. Покровный слой – стеклопластик рулонный ТУ 6-11-145-8.

4.3 Водоснабжение и канализация

Забор воды осуществляется скважинами. Качество воды соответствует требованиям СанПиН 2.1.4.544-96[44]. В соответствии с требованиями СанПиН 2.1.4.027-95[44] вокруг скважин оборудуются зоны санитарной охраны первого пояса.

Очистка воды предусматривается автоматизированной установкой фильтрации. От водозаборных скважин по внутривозрастным сетям вода подается в резервуары насосной станции хозяйственно-питьевого и противопожарного водоснабжения. Запас воды хранится в шести резервуарах объемом 50 м³ каждый.

Водоснабжение ЗИФ осуществляется преимущественно из хвостохранилища. В целях экономии воды и соблюдения норм по охране окружающей среды в технологической схеме переработки руды на фабрике используется система полного водооборота. Вода из процесса в виде пульпы сбрасывается в хвостохранилище, осветленная вода из хвостохранилища (оборотная вода) возвращается в процесс.

Расчетный расход оборотной воды для производственных нужд обогатительной фабрики - 4600 м³/сут - обеспечивается насосной станцией, расположенной на хвостохранилище. До 600 м³ в сутки расходуется технической воды.

4.4 Хвостовое хозяйство

Территория под хвостохранилище расположена рядом с ЗИФ. Хвостовое хозяйство принимает пульпу (хвосты), осуществляет их безопасное складирование, подают обратную круглосуточно, смены по 12 часов.

В целом, согласно проекту хвостохранилище будет состоять из трёх хранилищ, иметь ёмкости для складирования хвостов цианирования.

4.5 Система оборотного и технического водоснабжения

Система оборотного водоснабжения предусмотренная проектом будет функционировать на пусковом этапе и во время аварийных ситуаций в цехе фильтрации[42].

Система технического водоснабжения ЗИФ включает подземный забор воды из скважин. Одна часть скважин подаёт воду в ёмкость 1000 м³ напрямую насосами, установленными в скважинах. А для подачи от другой части скважин, на площадке одной из скважины проектируется насосная станция второго подъёма с насосами[26].

4.6 Реагентное хозяйство

В состав реагентного хозяйства обогатительной фабрики входят: склады сухих и жидких реагентов, реагентное отделение, предназначенное для приготовления растворов реагентов требуемой концентрации; дозировочная (реагентная) площадка, с расходными бачками для растворов и питателями реагентов.

Отделение приготовления цианида размещается в отдельном здании вблизи главного корпуса обогатительной фабрики, при нём предусматривается небольшой расходный склад цианида. В расходный склад реагенты поступают с реагентного склада, запас реагентов составляет трехмесячную потребность.

Отделение для приготовления остальных реагентов размещено в пристройке корпуса фабрики.

Погрузо-разгрузочные работы и транспорт внутри реагентного склада механизированы подъемно-транспортным оборудованием.

Приготовление растворов реагентов организовано один раз в сутки, Емкости чанов реагентов для готовых растворов выдерживают суточный расход реагентов.

Для каждого реагента предусмотрено два чана - один, оборудованный мешалкой, для растворения реагентов и другой - исходный, для готового раствора.

Растворы реагентов на дозировочную (реагентную) площадку перекачиваются центробежными Песковыми, кислотоупорными насосами. Готовые растворы насосами с нижней отметки, с площадки приготовления реагентов, перекачиваются на дозировочную площадку, расположенную отметкой выше[37].

На дозировочной площадке размещены расходные бачки необходимой емкости. От реагентных питателей к точкам потребления протягивается сеть трубок малого диаметра. Для подачи реагентов применяются реагентные питатели, управляемые паузными механизмами, допускающими дистанционную регулировку расхода реагентов. На трубопроводах ставятся расходомеры с передачей показаний на диспетчерский пункт.

Расход реагентов принят по утвержденным удельным нормам на переработку 1 тонны руды:

- Цианистый натрий (NaCN)-0,18 кг/тн, годовой расход составит-540 тн.
- Сода каустическая (NaOH)-0,11 кг/тн, годовой расход составит–330 тн.
- Серная кислота (H_2SO_4) - 0,18 кг/тн, годовой расход составит – 540 тн.
- Тиомочевина ($\text{CS}(\text{NH}_2)_2$) - 0.1 кг/тн, годовой расход составит - 300 тн.
- Смола “PurolGold” - 0,026 кг/тн, годовой расход составит – 78 тн.
- Известь 100% активности-2,6 кг/тн, годовой расход составит - 7800тн.
- Кислород
- Сернистый газ

4.7 Ремонтно-механическая служба

Технологический процесс на обогатительной фабрике зависит от устойчивой работы всего технологического и вспомогательного оборудования установленного на фабрике и эксплуатируемого в условиях тяжелых механических нагрузок.

Поддержание устойчивой, непрерывной работы оборудования является главной задачей ремонтно-механической службы (РММ) фабрик[36]. Для выполнения необходимого ремонта, снабжения сменными запасными частями создана материально-техническая база для ремонтных работ.

В составе фабрики предусмотрены: в корпусах ремонтно-монтажные площадки и пункты, подъемно-транспортное оборудование; маслостанции и маслопроводы; как самостоятельные объекты ремонтно-механические мастерские общего и специализированного назначения: по ремонту узлов машин и других задач; кустовые ремонтно-механические мастерские, а также объекты вспомогательного складского хозяйства расходные склады для нужд реагентного хозяйства, специальные склады жидких реагентов, склады дробящих тел (шаров). Перечисленные выше объекты располагаются в непосредственной близости к фабрике и на ее территории, чтобы максимально упростить транспортные связи[36,39].

Ремонтно-монтажные площадки и ремонтные пункты (РП) расположены во всех производственных корпусах обогатительной фабрики. Они размещены в пролетах цехов, и обслуживаются мостовым краном. На монтажную площадку предусмотрен автоподъезд. Таким образом, тяжелое оборудование с внешних путей подается под кран.

Кроме работ по капитальному ремонту транспортных узлов и агрегатов, которые осуществляются в отделениях РММ силами специализированных бригад ремонтной службы, осуществляется капитальный ремонт оборудования на местах его установки.

В основу организации ремонта оборудования принята система планово—предупредительных работ.

4.8 Производственный дренаж полов в корпусах обогатительной фабрики

Во всех корпусах ЗИФ осуществляется систем дренажа полов.

Назначение дренажа - избежать потерь руды при переливах и разбрызгиваниях пульпы и при просыпании сухого материала, пролива реагентов.

Для сбора переливов устроена система дренажных канав, а полы выполнены наклонно по направлению к этим канавам, угол наклона – 3 -5°.

Ширина дренажных канав принята равной 500 мм, глубина - 500 мм.

Стоки и смывы полов по канавам стекают в специальные сборники (дренажные зумпфы), емкость которых достаточна для приема пульпы, выпускаемой из машин. Из дренажных зумпфов пульпа насосами подается в соответствующие точки технологического процесса[39].

Пролитые продукты в отделениях цианирования и сорбции, десорбции, электролиза, реагентной площадки и реагентного отделения насосами удаляются на обезвреживание.

5 СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ. СОРБЦИОННЫЙ МЕТОД

На каждой золотоизвлекательной фабрике независимо от ее производительности необходимо тщательно следить за работой аппаратуры и оборудования, контролировать условия, при которых протекают процессы извлечения золота. Контроль производственного процесса переработки руд и концентратов должен быть так налажен и организован, чтобы своевременно получать информацию об ухудшениях и ненормальностях в работе отдельных узлов и фабрики в целом для быстрого принятия необходимых мер по нормализации процесса. Только при этом непререваемом условии возможно добиваться ровного и четкого хода производства, использования оборудования и аппаратуры на полную мощность, высокого извлечения золота в товарную продукцию

Для регулирования технологического процесса обогащения и качества получаемых конечных продуктов обогащения необходимо систематически осуществлять контроль за параметрами, которые определяют качество перерабатываемого сырья и продуктов обогащения, полученных в данный момент, а также контроль параметров, характеризующих режим технологических процессов ГОКа[34].

Основными контролируемыми параметрами, влияющими на ход технологических процессов, являются: крупность, гранулометрический и вещественный состав перерабатываемого сырья (содержание влаги, химический, минералогический, фракционный состав и т.п.); отношение Ж : Т в питании флотации, магнитной сепарации, фильтрования и сгущения; степень аэрации и концентрация водородных ионов во флотации; Входной контроль товарных реагентов, применяемых в технологическом процессе, и определение концентраций реагентов в исходных растворах, приготавливаемых для дозирования в процесс; расход и давление воды и воздуха; температура пульпы и т.д.

К параметрам, характеризующим результаты обогащения, относятся: крупность и гранулометрический состав получаемых продуктов; содержание ценных компонентов и примесей в продуктах обогащения; содержание твердого в сливах и очищенных газах и др.

На обогатительных фабриках осуществляется непрерывный контроль перерабатываемой руды и выхода конечных продуктов обогащения, рН жидкой фазы пульпы, содержание влаги, расхода реагентов, содержание некоторых химических элементов и других показателей.

Непрерывный контроль технологического процесса и качества продуктов обогащения позволяет осуществить оперативное регулирование отдельных агрегатов и технологического процесса в целом, а также реализовать автоматизацию управления технологией на обогатительной фабрике[34].

Контроль технологического процесса осуществляется путем проведения регулярного и периодического опробования. Регулярное опробование проводится с целью определения и оценки качественных и количественных показателей технологического процесса как в целом, так и по отдельным стадиям и должно осуществляться ежедневно в течение каждой смены или цикла при циклической работе.

Периодическое опробование проводится по указанию технического руководства с целью выявления причин нарушения установленных технологических параметров в отдельных операциях или в работе отдельных агрегатов.

Для контроля технологического процесса на фабрике необходимо определять состав сырья и продуктов обогащения; организовывать учет исходного сырья и продуктов обогащения; вести наблюдение за правильным ведением технологического процесса; осуществлять регулирование обогатительного оборудования и аппаратуры; контролировать состав жидкой и газовой среды; составлять технологические и товарные балансы ценных компонентов и осуществлять ряд других операций контроля[28].

Важной составной частью этого является опробование исходной руды и продуктов обогащения, под которым понимается отбор, обработка и исследование проб материала.

7.1 Основы процесса сорбционного цианирования золота

В настоящее время при переработке золотосодержащих руд на обогатительных фабриках применяются в большинстве случаев комбинированные технологические схемы, включающие в себя обогатительные, гидрометаллургические и пирометаллургические процессы в различном сочетании в зависимости от характера руд, их химического и минералогического состава, формы нахождения благородных металлов и технико-экономических условий работы предприятия.

Для извлечения из руд и концентратов мелкого золота наиболее широко применяется гидрометаллургический процесс цианирования, осуществляемый методами перколяции растворов для песков и мелкокускового материала, агитации или перемешивания пульп - для мелкоизмельченного материала или комбинированием обоих методов (раздельный процесс цианирования). В современной практике чаще используется агитационный процесс цианирования пульп (называемый также полным иловым процессом цианирования при тонком измельчении всей руды до степени фабричных илов - 0,15 мм и меньше) с разделением их после выщелачивания золота и серебра на твердую и жидкую фазы и последующим осаждением металлов из растворов цинковой пылью. Разделение пульп на твердую и жидкую фазы производится фильтрованием, непрерывной противоточной декантацией в сгустителях или комбинированием этих процессов [2].

Традиционный фильтрационно-декантационный процесс цианирования пульп имеет ряд недостатков, создающих трудности в его использовании.

К их числу следует отнести:

- 1) недостаточно полное извлечение золота и серебра из некоторых видов сырья, например, из руд, содержащих природные сорбенты (углекислые

вещества, некоторые оксиды и сульфиды металлов), отдельных видов сульфидных мышьяковистых и сурьмянистых руд;

2) трудности переработки плохо фильтруемых и сгущаемых глинистых и шламистых руд;

3) большую энергоемкость и высокую стоимость эксплуатации фильтровального оборудования;

4) громоздкость фильтровально-сгустительного оборудования, требующего больших производственных площадей;

5) осложнения в процессе цементации золота и серебра цинком из растворов, содержащих значительное количество меди, мышьяка, сурьмы и сульфидной серы;

6) трудности получения достаточно высокой степени отмывки из кеков растворенного золота и серебра при высоком содержании их в цианистом растворе;

7) низкое качество конечного продукта (цинковых осадков), требующего переработки по сложной технологической схеме [2].

Для устранения отмеченных недостатков за последние 30-35 лет успешно внедряется в производство новое направление в технологии цианистого процесса — так называемое сорбционное цианирование. Это направление возникло и оформилось главным образом под влиянием успехов сорбционной технологии в гидрометаллургии урана и в ряде производств химической промышленности.

Особенностью метода сорбционного цианирования пульпы является совмещение процессов выщелачивания золота и серебра и сорбции их на загруженном в пульпу сорбенте с последующим отделением от пульпы сорбента, насыщенного золотом и серебром, десорбцией благородных металлов и регенерацией сорбента. К важным преимуществам процесса относится исключение из технологической схемы дорогостоящих операций фильтрования или противоточной декантации с последующей переработкой растворов и золотосодержащих осадков, что особенно ценно при цианировании

труднофильтруемых и сгущаемых глинистых и шламистых пульп. Значительным преимуществом процесса является также понижение активности природных сорбентов, содержащихся в некоторых рудах, при введении в пульпу достаточного количества более сильных сорбентов, вследствие чего повышается извлечение золота и серебра [2].

Сорбционное цианирование осуществляется с применением двух видов сорбентов: синтетических ионообменных смол или активированных углей.

7.2 Технология сорбционного извлечения золота

Технология сорбционного извлечению золота на базе существенно кварцевых убогосульфидных золотосодержащих руд.

Сгущенная пульпа из сгустителя с помощью насоса по трубопроводу, снабженным расходомерами, подается в отделение цианирования и сорбции, где объединяется в смесителе.

Из смесителя пульпа самотеком поступает в две цепочки (линии) пачуков цианирования, каждая из которых состоит из двух последовательно соединенных аппаратов. Движение пульпы в процессе цианирования от пачука к пачуку происходит также самотеком.

В пачуках цианирования, оборудованных системой барботаж воздуха, пульпа интенсивно перемешивается, и её жидкая фаза насыщается кислородом воздуха. В головные пачуки цианирования подается крепкий ($6,0 \pm 0,3\%$) раствор цианида натрия. Таким образом, в пачуках цианирования создаются и поддерживаются необходимые условия для ускоренного протекания реакции цианирования. Из хвостовых пачуков цианирования пульпа самотеком поступает в головные сорбционные пачуки двух сорбционных цепочек. Пульпа последовательно проходит через все сорбционные пачуки отдельной цепочки.

В «предхвостовые» пачуки сорбции подается свежая или регенерированная ионообменная смола (PUROGOLD), которая передвигается от одного пачука к другому в направлении, противоположном потоку пульпы (противотоком). Насыщенная золотом смола выводится из головных пачуков сорбции.

Таким образом, в рабочем объеме каждого сорбционного пачука, кроме хвостовых, содержится ионообменная смола, на активную поверхность которой сорбируется золото и другие металлы. Поскольку в хвостовых пачуках не содержится смола, они являются своеобразными контрольными пачуками.

Каждый из пачуков сорбции оборудован системой «барботажа–эрлифт». При работе барботажа смола и пульпа перемешиваются, жидкая фаза пульпы насыщается кислородом воздуха, т.е., создаются и поддерживаются необходимые условия, во-первых, для дальнейшего протекания реакции цианирования и, во-вторых, для сорбции золота из жидкой фазы на смолу по реакции. С помощью эрлифта часть пульпы со смолой из рабочего объема пачука поступает в его верхнюю часть на наклонно установленные сетки дренажа, где происходит отделение смолы от пульпы. Пульпа проходит сквозь ячейки дренажной сетки и направляется в следующий (по схеме) пачук. Смола задерживается на сетке, и через устройство регулирующее её поток, направляется в предыдущий (по схеме) пачук; излишки смолы возвращаются (стекают) в рабочий объем этого же пачука. Так осуществляется противоток пульпы и смолы, способствующий наиболее полному извлечению растворенного золота на смолу, т.к. наиболее активная свежая или регенерированная смола начинает контактировать с жидкой фазой пульпы, в которой концентрация золота минимальна, и заканчивает контактировать с жидкой фазой, в которой концентрация золота максимальна. Наличие смолы в процессе сорбции также способствует увеличению скорости реакции цианирования в несколько (от 2- до 3) раз.

Все пачуки сорбции оборудованы автоматизированной системой поддержания заданного уровня пульпы, которая при превышении данного уровня дает команду на запуск эрлифта, а при понижении этого уровня – на его остановку.

Процесс сорбции золота из раствора на смолу описывается следующей химической реакцией:



где R – радикал смолы.

Кроме комплексного цианидного аниона золота $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$ способностью сорбироваться на смолу обладают комплексные цианидные анионы серебра, цинка, меди, железа, кобальта, никеля и некоторых других элементов, образующих аналогичные комплексные цианидные анионы, а также некоторые простые анионы.

В процессе сорбции происходит не просто насыщение смолы указанными анионами, но и вытеснение с активной поверхности смолы одних анионов (находящихся правее в ряду селективности) другими анионами (находящимися левее в ряду селективности). Таким образом, в процессе сорбции идет интенсивный ионный обмен, в результате которого на смоле накапливается преимущественно золото, поскольку у комплексного цианидного аниона золота $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$ наибольшее сродство к смоле.

Из последнего (хвостового) пачука хвостовая пульпа направляется на грохоты, где она отделяется от «проскочивших» частиц смолы (так называемое «контрольное грохочение»). Выделенная на грохотах смола возвращается в процесс с помощью эрлифта.

Далее хвостовая пульпа поступает в хвостовой зумпф и из него откачивается в хвостохранилище.

Насыщенная золотом смола, выводимая из головных пачуков обеих цепочек сорбции, поступает в промежуточные напорные емкости, откуда самотеком по трубопроводам стекает к эрлифту. Этим эрлифтом объединенный поток смолы перекачивается на грохот, в котором смола отмывается от большей части илов. Из грохота смола самотеком поступает на концентрационный стол, где от неё отделяются пески, направляемые в отделение измельчения. Очищенная от песков смола с помощью эрлифта подается в отмывочную колонну, в которой в псевдооживленном слое происходит более полная отмывка смолы от илов. Смола из отмывочной

колонны с помощью выносного эрлифта перекачивается в колонну отделения регенерации.

7.3 Основные свойства и характеристики анионита АМ-2Б

Сорбция золота и серебра из технологических растворов в промышленных условиях осуществляется в динамике пропускания растворов через слой сорбента с определенной скоростью в сорбционных колоннах.

Анионит АМ-2Б – макропористая ионообменная смола на основе сополимера стирола с дивинилбензолом, содержащая в своей структуре сильно- и слабоосновные функциональные группы. Наличие бифункциональных активных групп в сочетании с высокой обменной емкостью и хорошей кинетикой обмена позволяет селективно извлекать цианистые анионные комплексы золота. Макропористая структура и повышенный размер зерен рабочей фракции придают аниониту АМ-2Б уникальные свойства при использовании в гидрометаллургии для разделения цианистых комплексов цветных и благородных металлов при сорбции из рудных пульп сложного солевого состава.

-Обладает высокой механической прочностью, химической и осмотической устойчивостью.

-Имеет высокую кинетику и селективность ионного обмена.

-Легко десорбируется и восстанавливает свойства при регенерации.

-Химически стоек к воздействию щелочей, кислот, окислителей

Применение ионного обмена для извлечения золота из растворов связано с успехами в области синтеза специфических ионитов. На ряде обогатительных фабрик СНГ осуществлена сорбционная технология извлечения золота и серебра из цианистых пульп различного состава с помощью макропористого анионита АМ-2Б. Установлено, что сложный состав жидкой фазы пульп ухудшает процесс: емкость анионита по золоту может снизиться в три раза. Работы по повышению извлечения золота из сложных цианистых пульп, ведутся в основном в двух направлениях: синтез новых селективных сорбентов и разработка эффективных схем их регенерации.

Успешное использование ионитов в обороте возможно при условии полного восстановления их первоначальной пористости и свойств после десорбции. Используется:

- в гидрометаллургии для извлечения и концентрирования золота из растворов пульп;
- для разделения цианистых комплексов цветных и благородных металлов при сорбции из рудных пульп сложного солевого состава;
- в процессах извлечения молибдена из кислых рудных пульп и растворов.

Эффективная бескислородная схема селективной регенерации анионитов растворами щелочи и роданида аммония, позволяющая исключить применение хлорида, цианида натрия, уменьшить количество промывочных операций, ускорить в 3–4 раза процесс восстановления, снизить расход реагентов. Из роданистых растворов золото может быть осаждено электролизом, цинковой или алюминиевой пылью, активированным углем, двуокисью серы.

Преимуществами ионообменной смолы «Purogold» являются следующие факторы:

1. Высокая селективность смолы к благородным металлам, благодаря чему получаемые катодные осадки золота весьма высокого качества, содержание золота выше 85%. При дальнейшей переплавке катодных осадков с флюсами сплав золота лигатурного практически не содержит посторонних примесей, содержание золота составляет 96%, что позволяет значительно сэкономить на аффинаже.

2. Отсутствуют безвозвратные потери драгоценных металлов с угольной мелочью. Ионообменная смола обладает большей механической прочностью по сравнению с активированным углем, что снижает потери сорбента в результате разрушения.

3. Так же смола обладает более высокой сорбционной емкостью (в 3-5 раз выше, чем у угля.)

4. Основным и самым весомым преимуществом ионообменной смолы Purogold является простая схема регенерации, включающая обработку смолы

щелочно-цианистым раствором и водную отмывку смолы от реагентов.

К недостаткам смолы Purogold следует отнести высокую чувствительность сорбента к величине рН, при которой протекает процесс сорбции. Оптимальным значением рН среды является 10,2-10,3 (при рН более 10,5 происходит значительное снижение сорбционных характеристик сорбента). Проведение процесса при данных значения рН среды приводит к необходимости автоматического контроля рН пульпы цианирования и сорбции.

Анионит Purogold – макропористый, что значительно улучшает его кинетические характеристики, так как наличие крупных пор в ионите способствует большей скорости диффузии ионов внутри смолы, благодаря чему увеличивается общая скорость ионообмена. По техническим условиям завода-изготовителя Purogold имеет следующие характеристики приведенные в таблицы 20.

Основными физико-химическими свойствами синтетических ионитов являются набухаемость, обменная емкость, пористость, селективность и механическая прочность.

Таблица 20 – Технические характеристики анионита Purogold

Параметры	Значения
Обменная емкость по хлор-иону, мг-экв/г	3,2
Размер зерен, мм	0,6-1,2
Удельная поверхность пор ионита, м ²	32
Насыпная масса сухой смолы, г/см ³	0,42
Влажность товарного ионита, %	52
Коэффициент набухания в воде	2,7

Продолжительность контакта смолы с пульпой должна составлять до 30 часов. Процесс сорбционного цианирования является продолжением процесса предварительного цианирования.

Ключевым моментом работы пачуков сорбции является то, что поток ионообменной смолы двигается навстречу потоку пульпы, противотоком. Этим обеспечивается возможность бедной по золоту, наиболее сорбционно активной

смоле контактировать с максимально обеззолоченой пульпой в хвосте цепочки пачуков, что позволяет получать минимальную концентрацию золота в хвостах сорбционного цианирования, а смоле максимально насыщаться, продвигаясь в «голову» процесса. Для этого свежую или регенерированную смолу подают в предпоследний пачук и после насыщения выгружают из первого пачука.

Отделение смолы от пульпы обеспечивается путем разделения потока смеси пульпы и смолы на неподвижной, наклонно установленной, металлической сетке с отверстиями 0,7×0,73×0,3 мм (сетчатый дренаж), так как размер гранул смолы (-1,6+0,6мм) значительно больше номинальной крупности частиц пульпы (-0,1мм). При попадании потока пульпы на дренажную сетку смола остается в надрешетном продукте (+0,7мм) и попадает в смоляной желоб, а пульпа проходит сквозь отверстия и попадает в наклонно установленный пульповой карман [2].

Таблица 21 – Сравнительные характеристики ионита и АМ-2Б

Характеристика, параметры	Анионит Puurogold	АМ-2Б
Термическая устойчивость, °С	3-5, влажность не менее 60 %	70
Коэффициент набухания в растворах	3,0	1,2
Удельная поверхность пор, м ² /г	50	80
Механическая прочность, %	99	92-95
Безвозвратные потери в г на 1 т сырья	8-30	10-60
Рабочая емкость по золоту, г/кг	3-15	16
Объемная емкость по золоту, г/л	1-3	0,3-1,5

В России для извлечения благородных металлов из руд и концентратов работает технология «Смола в пульпе» с анионитом АМ-2Б и его аналогами.

Эти аниониты имеют высокую емкость по золоту, регенерация сорбентов является пятистадиальной, десорбция золота со смолы осуществляется кислотными тиокарбамидными растворами при температуре 60 °С и требует дорогого аппаратного оборудования в кислотостойком исполнении.

Таким образом, если учитывать особенности сорбента, экономические и технические показатели их применения, можно в общем случае определить наиболее перспективные области их применения. Анионообменные иониты,

конечно же, хорошо могут работать на растворах с более простым ионным составом и в пульпах с более высокой абразивностью рудных частиц.

Следовательно, для данного месторождения золота рассматриваемого в дипломном проекте лучше всего применить Puregold, в качестве альтернативного сорбента для сорбции благородных металлов из цианистых растворов и пульп может быть использован низкоосновной анионит, десорбция благородных металлов и регенерация которого осуществляется в одну стадию щелочно-цианистыми растворами, Строительство и пуск трех предприятий подтвердили эффективность использования низкоосновного анионита. Показано, что для ЗИФ производительностью 1 млн т/год капитальные затраты на 30–40 % , а эксплуатационные на 85–90 % ниже для смолы Puregold по сравнению со смолой АМ — 2Б.

6 ПАТЕНТНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ

Патентные исследования – комплекс работ, включающий поиск, систематизацию и анализ патентно-информационных и других материалов. При этом решаются следующие основные вопросы: выявление мирового уровня техники в данной области; прогнозирование развития разрабатываемой техники; обоснование оптимальных технико-экономических решений, принимаемых в ходе разработок; исключение параллелизма в разработках; обеспечение патентной способности принимаемых технических решений.

Патентные исследования исключают лишь в том случае, если характер научных работ и проектов не содержит патентоспособных технических решений. К таким работам относятся: воспроизведение иностранных аналогов по лицензии, отработка методики испытаний и методов контроля, воспроизведение продукции на основе использования межотраслевой информации, и т.д.

Тематический (предметный) поиск проводят для выявления изобретений имеющих отношение к рассматриваемому вопросу (теме) по фондам опубликованных описаний к заявкам на изобретения, полезные модели и промышленные образцы, этот вид поиска является наиболее распространенным и требует значительных затрат времени.

Именной (фирменный) поиск, как правило, предшествует тематическому и используется для обнаружения конкретного лица (или фирмы), преимущественно для установления границ прав патентного владельца и условий их реализации.

Нумерационный поиск проводится для установления соответствия между различными номерами, входящими в библиографическое описание патентного документа и другими данными.

Поиск патентов – аналогов направлено выявление патентов, выданных в различных странах на одно и тоже изобретение.

2. Патентная документация, отобранная для последующего анализа

Вывод: При изучении патентов выявлены:

- 1) Источники научно-исследовательской информации
- 2) Регламент поиска патентной документации
- 3) Авторские свидетельства

По результатам патентных исследований можно сказать следующее:

Что все больше и больше появляются различных способов переработки золота. Каждый способ можно применять к определенному виду руд. Есть способы так, сказать универсальные. В целом изобретений становится все больше и больше, появляется огромный выбор о применении того или иного.

Патентный поиск приведен в Приложении А.

7 ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

7.1 Организация работ и режим работы фабрики Маломырский ГОК

Режим работы фабрики непрерывный – 24 часа в 3 смены.

Календарный фонд времени $T_{\text{кал}} = 365$ дней.

Время на ремонтное обслуживание $T_{\text{рем}} = 35$ дней.

Рабочий фонд времени $T_{\text{раб}} = 330$ дней.

Таблица 22- Плановый баланс рабочего времени

№	Наименование	Дни
1	Календарное время	365
2	Число выходных и нерабочих дней по графику	93
3	Номинальный фонд рабочего времени	272
4	Невыходы на работу, 4%	3
5	Эффективный фонд рабочего времени	269

7.2 Расчет производственной мощности плана реализации продукции

Производительная мощность обогатительного производства по руде определяется по формуле:

$$M_c = A * (T_{\text{кал}} - T_{\text{пер}}) * N_T \quad (27)$$

где M_c — производственная мощность цеха, участка, т/год;

A — число одинаковых ведущих агрегатов;

N_m — техническая норма производительности одного ведущего агрегата;

$T_{\text{кал}}$ — календарное время, дней;

$T_{\text{пер}}$ — время планируемых перерывов (праздничные, выходные, планово-предупредительные ремонты), дней;

N_m — техническая норма производительности одного ведущего агрегата в сутки по сырью в натуральном выражении, т.

$$M_c = 1 * (365 - 35) * 2112 = 694848 \text{ т/год}$$

Производственная мощность по концентрату определяется по формуле:

$$M_k = A * (T_{\text{кал}} - T_{\text{пер}}) * N_T \frac{\alpha * \varepsilon}{\beta * 100} \quad (28)$$

где α — содержание металла в исходном сырье;

β — содержание металла в концентрате;

ε – извлечение металла в концентрат[32].

$$M_k = 2,57 \text{ т/ год}$$

Определяем основные показатели использования производственной мощности:

1) Коэффициент экстенсивности определяется по формуле:

$$K_э = T_{\text{раб}} / T_{\text{кал}} \quad (29)$$

$$K_э = 330 / 365 = 0,9$$

2) Коэффициент интенсивности нагрузки определяется по формуле:

$$K_u = Q / (N_T * A) = N_{\text{пр}} / N_T \quad (30)$$

$$K_u = 1909 / 2112 = 0,904$$

3) Интегральный коэффициент определяется по формуле:

$$K_{ин} = K_э \cdot K_u \quad (31)$$

$$K_{ин} = 0,9 * 0,904 = 0,8136$$

Определяем производственную программу по сырью ПП_с и по концентрату ПП_к по формуле:

$$ПП_c = M_c * K_{ин} \quad (32)$$

$$ПП_k = M_k * K_{ин} \quad (33)$$

$$ПП_c = 696960 * 0,81 = 564537,6 \text{ т/ год}$$

$$ПП_k = 2,648 * 0,81 = 2,14488 \text{ т/ год}$$

Товарная продукция рассчитывается по ценам предприятия на продукцию по формуле:

$$ТП_k = ПП_k * C_k \quad (34)$$

где C - цена 1 грамма концентрата, руб (2323 руб на момент расчёта экономической части);

$$ТП_k = 2,14488 * 2323000000 = 4982556240 \text{ руб/год}$$

График сменности на предприятии приведен в таблице 24.

Таблица 23 - График сменности на предприятия

Бри- гада	Числа месяца																														
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	2	2	2	2	2	2	2	2	2	3	3	
1	1	1	1	1	в	2	2	2	2	в	3	3	3	3	в	в	1	1	1	1	в	2	2	2	2	в	3	3	3	3	в
2	в	2	2	2	2	в	3	3	3	3	в	в	1	1	1	1	в	2	2	2	2	в	3	3	3	3	в	в	1	1	1
3	2	в	3	3	3	3	в	в	1	1	1	1	В	2	2	2	2	в	3	3	3	3	в	в	1	1	1	1	в	2	2
4	3	3	в	в	1	1	1	1	в	2	2	2	2	в	3	3	3	3	в	В	1	1	1	1	В	2	2	2	2	в	3

7.3 Расчет численности трудящихся

Различают явочную (число работников, ежедневно выходящих на работу) и списочную (число работников по штату) численность трудящихся[32].

Явочная численность трудящихся рассчитывается $Ч_{яв}$, чел, по формуле:

$$Ч_{яв} = Н_{чис} * A * C \quad (35)$$

где $Ч_{яв}$ – явочная численность трудящихся, чел;

A – количество обслуживаемых агрегатов, шт.;

$Н_{чис}$ – норматив численности или количество человек в смену необходимых для обслуживания одного агрегата, чел.;

C – количество рабочих смен.

Списочный состав рабочих определяется по формуле:

$$Ч_{сп} = Ч_{яв} * \left(\frac{T_{кал}}{T_{эф}} \right) \quad (36)$$

где $T_{эф}$ – эффективный фонд рабочего времени.

Расчет численности трудящихся приведен в таблице 25.

Таблица 24 - Расчет численности трудящихся

Оборудование/профессия	Кол-во	Н _{числ.}	Бригад	Чис _{яв}	Чис _{спис}
Дробильное отделение					
Бункер приемный	3	0,02			
Дробилка ЩДП 9x12	1	0,33			
Грохот колосниковый	1	0,01			
Весы конвейерные	2	0,02			
Дробильщик		0,44	4	4	5
Конвейер ленточный	4	0,2			
Машинист конвейера		0,8	4	4	5
Пылеуловитель	2	0,98			
Пылевщик		1,96	4	8	10
Отделение гидрометаллургии					
Пачук	16	0,1			
Агитаторщик		3	4	12	16
Кран мостовой электриче	1	0,05			
Пульподелитель	2	0,03			

Продолжение таблицы 24

Пачук	8	0,1			
Колонна сорбционная	8	0,1			
Колонна промывочная	2	0,1			
Аппаратчик гидрометаллург		1,51	4	8	10
Грохот барабанный	1	0,3			
Грохотовщик		0,3	4	4	5
Колонна для ренгенераци	6	0,1			
Сорбционные колонны	1	0,8			
Колонна сорбции	1	0,33			
Накопительная колонна	1	0,33			
Десорбщик		2,86	4	12	16
Емкость	6	0,33			
Дозировщик		1,98	4	8	10
Подъемник	1	0,3			
Крановщик		0,3	4	4	5
Компрессор	1	0,1			
Насос	13	0,1			
Насосщик		1,4	4	8	10
Пробоотборник	8	0,1			
Пробщик		0,8	4	4	5
Сепараторщик		0,06	4	4	5
Фильтр-пресс	2	0,33			
Фильтровальщик		0,66	4	4	5
Отделение десорбции смолы					
Компрессор	1	0,1			
Колонна десорбции	2	0,1			
Аппаратчик реген/электролиза		0,3	4	4	5
Индукционная печь	1	0,6			
Плавильщик		0,6	4	4	5
Электролизер	8	0,33			
Электролизерщик		2,64	4	12	16
Отделение измельчения					
Бункер дробленой руды	3	0,02			
Бункеровщик		0,06	4	4	5
Грохот барабанный	4	0,3			
Грохотовщик		1,2	4	4	5

Продолжение таблицы 24

Багер-зумпф	1	0,3			
Зумпфовщик		0,3	4	4	5
Конвейер ленточный	5	0,2			
Весы конвейерные	2	0,4			
Машинист конвейера		1,8	4	8	10
Классификатор 1 КСН-24	3	0,1			
Мельница	2	0,1			
Мельница	1	0,1			
Питатель ленточный	8	0,1			
Машинист мельницы		1,4	4	8	10
Отделение сгущения					
Гидроциклон ГЦ-250	24	0,1			
Гидроциклонщик		1,8	4	8	10
Насос	1	0,33			
Насосщик		0,33	4	4	5
Сгуститель	1	0,2			
Таль электрическая	1	0,02			
Сгуститель	1	0,1			
Сгустительщик		0,32	4	4	5
Отделение сушки					
Станок сверлильный	1	0,33			
Печь сопротивления	2	0,33			
Печь рудотермическая	2	0,33			
Подстанция	2	0,33			
Печь плавильная	1	0,33			
Изложница	1	0,1			
Сушильщик		2,74	4	12	16
Вспомогательные рабочие 40 %					80
ВСЕГО:					280

Таблица 25 –Заработная плата ИТР, служащих и МОП

Уборщица	4	12000	50%	72000	30%	93600	10%	102960	1235520
ИТР									
Мастер КИПа	2	36000	50%	108000	30%	140400	10%	154440	1853280
Зав.лабораторией	1	45000	50%	67500	30%	87750	10%	96525	1158300
Инженер химик	4	36000	50%	216000	30%	280800	10%	308880	3706560
Руководители									
Начальник ОФ	1	60000	50%	90000	30%	117000	10%	128700	1544400
Главный инженер	1	54000	50%	81000	30%	105300	10%	115830	1389960
Главный технолог	1	54000	50%	81000	30%	105300	10%	115830	1389960
Главный энергетик	1	51000	50%	76500	30%	99450	10%	109395	1312740
Главный механик	1	48000	50%	72000	30%	93600	10%	102960	1235520
Начальник цеха	2	45000	50%	135000	30%	175500	10%	193050	2316600
ИТР									
Инженер по ТБ	1	42000	50%	63000	30%	81900	10%	90090	1081080
Инженер-эколог	1	39000	50%	58500	30%	76050	10%	83655	1003860
Старший мастер	1	45000	50%	67500	30%	87750	10%	96525	1158300
Мастер	4	39000	50%	234000	30%	304200	10%	334620	4015440
Старший диспетчер	1	45000	50%	67500	30%	87750	10%	96525	1158300
Диспетчер	4	36000	50%	216000	30%	280800	10%	308880	3706560
ЗавГар	1	36000	50%	54000	30%	70200	10%	77220	926640
Служащие									
Секретарь	2	12000	50%	36000	30%	46800	10%	51480	617760
МОП									
Кладовщик	1	24000	50%	36000	30%	46800	10%	51480	617760
Охрана	6	15000	50%	135000	30%	175500	10%	193050	2316600

Повар	3	15000	50%	675000	30%	877500	10%	965250	1158300
Посудомойщица	2	12000	50%	360000	30%	468000	10%	514800	617760
Прачка	2	15000	50%	45000	30%	58500	10%	64350	772200
ВСЕГО:	47								57837780

Таблица 26- Заработная плата ИТР, служащих и МОП.

Профессия	Кол-во	Тариф	Р коэф	С Р коэф	Премия	С премией	Доп з/п	С доп з/п	В год
Агитаторщик	16	2385	50%	57240,00	50%	85860,00	20%	103032,00	27715608,0
Аппаратчик гидрометаллу	10	3267	50%	49005,00	30%	63706,50	10%	70077,15	18850753,3
Аппаратчик регенерации	5	3267	50%	24502,50	30%	31853,25	10%	35038,58	9425376,68
Бункеровщик	5	2790	50%	20925,00	50%	31387,50	20%	37665,00	10131885,0
Гидроциклонщик	10	2385	50%	35775,00	50%	53662,50	20%	64395,00	17322255,0
Грохотовщик	10	2790	50%	41850,00	50%	62775,00	20%	75330,00	20263770,0
Десорбщик	16	2790	50%	66960,00	50%	100440,00	20%	120528,00	32422032,0
Дозировщик	10	2790	50%	41850,00	50%	62775,00	20%	75330,00	20263770,0
Дробильщик	5	3267	50%	24502,50	50%	36753,75	20%	44104,50	11864110,5
Зумпфовщик	5	2385	50%	17887,50	50%	26831,25	20%	32197,50	8661127,50
Крановщик	5	2790	50%	20925,00	50%	31387,50	20%	37665,00	10131885,0
Машинист конвейера	16	2385	50%	57240,00	50%	85860,00	20%	103032,00	27715608,0
Машинист мельницы	10	2790	50%	41850,00	50%	62775,00	20%	75330,00	20263770,0
Насосщик	10	2790	50%	41850,00	50%	62775,00	20%	75330,00	20263770,0
Плавильщик	5	3825	50%	28687,50	50%	43031,25	20%	51637,50	13890487,5

Продолжение таблицы 26

Пробщик	5	3267	50%	24502,50	50%	36753,75	20%	44104,50	11864110,5 0
Пылевщик	10	2385	50%	35775,00	50%	53662,50	20%	64395,00	17322255,0 0
Сгустительщик	5	3267	50%	24502,50	50%	36753,75	20%	44104,50	11864110,5 0
Сушильщик	16	2790	50%	66960,00	50%	100440,00	20%	120528,00	32422032,0 0
Фильтровальщик	5	2790	50%	20925,00	50%	31387,50	20%	37665,00	10131885,0 0
Электролизерщик	16	3825	50%	91800,00	50%	137700,00	20%	165240,00	44449560,0 0
Вспомогательные рабочие,40%									556136226, 1
Всего:									953376387, 6

7. 4 Производительность труда

Труд может быть производительный и менее производительный.

Показателем эффективности труда является его производительность. Повышение производительности труда имеет большое экономическое и социальное значение, которое необходимо рассматривать на макро- и микроуровне[32,33].

Производительность по руде определяется по формуле:

$$P_p = Q_{\text{год}}/Ч_{\text{сп}} \quad (37)$$

$$P_p = 1747 \text{ т/год/чел}$$

Производительность по концентрату определяется по формуле:

$$P_{\text{тп}} = \frac{\text{тп}}{Ч_{\text{сп}}} \quad (38)$$

$$P_{\text{тп}} = 15428464 \text{ руб/год/чел}$$

где $TП$ – товарная продукция, руб;

$Ч_{\text{сп}}$ – списочная численность работников занятых на производстве в течение определенного времени, чел.

7. 5 Расчет заработной платы

Политика в области оплаты труда является составной частью управления предприятием, и от нее в значительной мере зависит эффективность его работы, так как заработная плата является одним из важнейших стимулов в рациональном использовании рабочей силы.

Заработная плата — это часть издержек на производство и реализацию продукции, идущая на оплату труда работников предприятия.

Различают номинальную и реальную заработную плату.

Номинальная заработная плата — это начисленная и полученная работником заработная плата за его труд за определенный период.

Реальная заработная плата — это количество товаров и услуг, которые можно приобрести за номинальную заработную плату[32].

Расчет заработной платы производится по следующим формулам:

1) По тарифу за год

$$З_{гр} = З_{тд} * Т_{эф} * Ч_{сп} \quad (39)$$

где $З_{тд}$ – дневная тарифная ставка рабочего соответствующего разряда;

2) ЗП с районным коэффициентом рассчитывается по формуле:

$$З_p = З_{гр} * K_p \quad (40)$$

где K_p – районный коэффициент;

3) Премии по положению о премировании индивидуально на каждом предприятии рассчитывается по формуле:

$$П = З_p * d_n \quad (41)$$

где d_n – размер премии;

4) Доплата за работу в ночное время

$$Д_1 = З_p * d_n \quad (42)$$

где d_n – размер доплат за работу в ночное время, %;

5) Доплата за работу в праздничные дни рассчитывается по формуле:

$$Д_2 = З_{тд} * K_p * n * Ч_я \quad (43)$$

где $Ч_я$ – явочная численность рабочих в праздничные дни;

n – количество праздничных дней в году;

6) Всего определяется по формуле:

Определяется как сумма 2,3,4,5

$$З_{общ} = З_p + П + Д_1 + Д_2 \quad (44)$$

7) Заработная плата за отпуск рассчитывается по формуле:

$$Д_о = З_{общ} / m \quad (45)$$

где m – число месяцев работы ($m = 11$);

Все рассчитанные данные сводятся в таблицу 28.

Таблица 27 - Расчет годового фонда заработной платы

Категория работников	Сумма, руб
Рабочие	202023676,26
ИТР и МОП	57837780,00
Соц.налог	77958436,88
ИТОГО	337819893,14

7.6 Основные фонды

Основные фонды являются составной частью имущества предприятия.

Основные средства — это основные фонды в стоимостном выражении.

Основные средства — это средства труда, которые неоднократно участвуют в производственном процессе, сохраняя при этом свою натуральную форму, а их стоимость переносится на производимую продукцию частями по мере снашивания в виде амортизационных отчислений[33].

К ним относятся средства труда со сроком службы более одного года и стоимостью более 100 ММЗП (с 1997 г.) за единицу (ММЗП — минимальная месячная заработная плата).

Важнейшим показателем производственной структуры ОПФ является доля активной части в их общей стоимости. Это связано с тем, что объем выпуска продукции, производственная мощность предприятия, другие экономические показатели работы предприятия в значительной мере зависят от величины активной части ОПФ.

Таблица 28- Стоимость зданий и сооружений

Наименование	Площадь, кв.м	Цена, руб	Сумма, руб
Административное здание	400	100000	40000000
Главный корпус	2400	100000	240000000
Корпус дробления	300	100000	30000000
Гараж	100	50000	5000000
Котельная	70	37500	2625000
Столовая	1200	50000	60000000
Хим.лаборатория	300	100000	30000000
Склад	100	100000	10000000
Склад реагентов	120	62500	7500000
Компрессорная	50	57500	2875000
Подстанция	30	55000	1650000
Стоянка автотранспорта	300	50000	15000000
Корпус приема сырья	600	50000	30000000
Весовая	100	35000	3500000
Склад материалов	60	50000	3000000

Продолжение таблицы 28

Мех, мастерские	200	112500	22500000
Бытовой комбинат	150	100000	15000000
Итого:			518650000

В соответствии с принятой технологической схемой обогащения необходимо определить стоимость оборудования. Стоимость оборудования представлена в таблице 30.

Таблица 29 – Расчет стоимости оборудования

№	Оборудование	Кол-во	Цена, руб	Монтаж, руб	Транс-ка,руб	Стоимость, руб
Дробильное отделение						
1	Пылеуловитель	2	4250000	637500	850000	11475000,00
2	Конвейер ленточный	4	665000	99750	133000	3591000,00
3	Бункер приемный	3	2800000	420000	560000	11340000,00
4	Дробилка ШДП 9х12	1	5026000	753900	1005200	6785100,00
5	Грохот колосниковый	1	210000	31500	42000	283500,00
6	Весы конвейерные	2	25000	3750	5000	67500,00
Отделение гидрометаллургии						
7	Пульподелитель	2	70000	10500	14000	189000,00
8	Колонна сорбционная	4	112000	16800	22400	604800,00
9	Пачук	8	84000	12600	16800	907200,00
10	Колонна для ренгенерации смолы	6	160000	24000	32000	3024000,00
11	Пачук	16	25000	3750	5000	1012500,00
12	Дешламатор магнитный	3	1904000	285600	380800	7711200,00
13	Емкость	6	85000	12750	17000	688500,00
14	Колонна промывочная	2	98000	14700	19600	264600,00
15	Колонна сорбции	1	140000	21000	28000	189000,00
16	Кран мостовой электрический	1	294000	44100	58800	396900,00
17	Сорбционные колонны	1	2500000	375000	500000	3375000,00
18	Насос	13	150000	22500	30000	2632500,00
19	Компрессор	1	1575000	236250	315000	2126250,00
20	Подъемник	1	250000	37500	50000	337500,00
21	Пробоотборник	8	100000	15000	20000	1080000,00
22	Накопительная колонна	1	850000	127500	170000	1147500,00
23	Грохот барабанный	1	840000	126000	168000	1134000,00
24	Фильтр-пресс	2	126000	18900	25200	340200,00

Отделение десорбции смолы						
25	Индукционная печь ПИ-50/10	1	560000	84000	112000	756000,00
26	Электролизер	4	140000	21000	28000	1512000,00
27	Колонна десорбции	2	84000	12600	16800	226800,00
28	Компрессор	1	25000	3750	5000	33750,00
Отделение измельчения						
29	Весы конвейерные	2	25000	3750	5000	67500,00
30	Мельница MZS 5,5x1,8	1	58800000	8820000	11760000	79380000,00
31	Мельница MQY 32x54	2	6482000	972300	1296400	17501400,00
32	Грохот барабанный	4	840000	126000	168000	4536000,00
33	Питатель ленточный	8	735000	110250	147000	7938000,00
34	Бункер дробленой руды	3	980000	147000	196000	3969000,00
35	Классификатор 1 КСН-24 Н	3	1498000	224700	299600	6066900,00
36	Конвейер ленточный	5	665000	99750	133000	4488750,00
37	Багер-зумпф	1	210000	31500	42000	283500,00
Отделение сгущения						
38	Гидроциклон ГЦ-250	24	25000	3750	5000	202500,00
39	Сгуститель	1	1400000	210000	280000	1890000,00
40	Насос	1	25000	3750	5000	33750,00
41	Сгуститель	1	280000	42000	56000	378000,00
42	Таль электрическая	1	42500	6375	8500	57375,00
Отделение сушки						
44	Изложница	1	25000	3750	5000	33750,00
45	Печь плавильная	1	140000	21000	28000	189000,00
46	Подстанция	2	280000	42000	56000	756000,00
47	Печь руднотермическая	2	420000	63000	84000	1134000,00

Продолжение таблицы 29

48	Печь сопротивления	2	560000	84000	112000	1512000,00
49	Станок сверлильный	1	70000	10500	14000	94500,00
ИТОГО:						192042225,00
Неучтенное оборудование 3 %						576126,75
ВСЕГО:						192618351,8

Расчет стоимости сооружений приведен в таблице 30.

Таблица 30- Расчет стоимости сооружений

Наименование	Объем, м ³	Цена, руб	Сумма, руб
Дамба	1500	60000	90000000
Дорога	4600	175000	805000000
Галерея	800	25000	20000000
Трубопровод	3500	90000	315000000
Очистные сооружения	1000	45000	45000000
Приемный бункер	200	20000	4000000
ЛЭП	8000	40000	320000000
Теплотрасса	5000	52500	262500000
ИТОГО			1861500000

7.7 Структура промышленно-производственных фондов

Под структурой основных производственных фондов понимается соотношение их различных групп по вещественно-натуральному составу в общей среднегодовой стоимости. Основная задача на предприятии должна сводиться к тому, чтобы не допускать чрезмерного старения ОПФ (особенно активной части), так как от этого зависят уровень их физического и морального износа, а следовательно и результаты работы предприятия[32,33].

Таблица 31 - Структура промышленно-производственных фондов

Основные фонды	Удельный вес		Амортизация	
	%	Руб	%	руб
Здания	14,84	518650000,00	3,00	15559500,00
Сооружения	53,28	1861500000,00	5,00	93075000,00
Передаточные устройства	6,31	220471475,00	20,00	44094295,00
Оборудование	5,72	199972671,75	18,00	35995080,00
Приборы	6,31	220471475,00	10,00	22047147,00
Транспорт	5,40	188975550,00	25,00	47243887,00
Инструмент	2,70	94487775,00	50,00	47243887,00
Инвентарь	2,70	94487775,00	15,00	14173166,00
Прочие	2,70	94487775,00	18,00	17007799,00
ИТОГО:	100,00	3493504496,75	9,63	336439761,00

Определяем эффективность использования основных фондов по формулам:

1) Фондоотдача рассчитывается по формуле:

$$\Phi_{отд} = ТП / O_{осн} \quad (46)$$

где $O_{осн}$ – среднегодовая стоимость основных фондов, руб.;

$ТП$ – товарная продукция.

$$\Phi_{отд} = 4982556240 / 3493504496,75 = 1,42$$

2) Фондоёмкость рассчитывается по формуле:

$$\Phi_{ем} = 1 / \Phi_{отд} \quad (47)$$

$$\Phi_{ем} = 1 / 1,42 = 0,7$$

3) Фондовооруженность определяется по формуле:

$$\Phi = O_{\text{осн}} / Ч_{\text{сп}} \quad (48)$$

где $Ч_{\text{сп}}$ – списочная численность промышленно-производственного персонала

$$\Phi = 3493504496,75 / 280 = 12476801,77 \text{ руб} / \text{чел}$$

7.8 Оборотные фонды

Оборотные фонды - это часть производственных фондов предприятия (материалы, топливо, электроэнергия и т.д.), которая полностью потребляется в каждом производственном цикле.

Оборотные фонды по всем элементам затрат рассчитываются по расходу на 1 т руды и заносятся в сводную таблицу 32.

Таблица 32 – Расчет стоимости вспомогательных материалов, руб.

Наименование	Ед.из	На 1 тонну	Расход в год	Цена	Стоимость
Футировка	Тонн	0,005	2822,685	22500,0	63510412,50
Шары	Тонн	0,003	1693,611	22500,0	38106247,50
Сита грохотов	Кг	0,0032	1806,5184	20000,0	36130368,00
Лента конвейерн	М	0,007	3951,759	750,00	2963819,25
Тиомочевина	Кг	0,002	1129,074	100,00	112907,40
Цианид натрия	Кг	0,2	112907,4	170,00	19194258,00
Известь 100 % С	Кг	0,04	22581,48	27,50	620990,70
Сода каустическая	Кг	0,08	45162,96	112,50	5080833,00
Кислород	Кг	0,2	112907,4	57,50	6492175,50
Сернистый газ	Кг	0,02	11290,74	86,50	976649,01
Смола PuroGold	Кг	0,014	7903,518	25,00	197587,95
Прочие 10 %					17338624,88
ИТОГО:					190724873,68

Расчет затрат на материалы и технологическое топливо осуществляется по технологической части дипломного проекта, по нормам расхода и ценам на эти материалы и топливо на 1 т перерабатываемой руды и на 1 год работы обогатительной фабрики.

Затраты на электроэнергию рассчитывают по сумме потребляемой электрической мощности оборудования.

Таблица 33 - Состав оборотных фондов

Наименование	Стоимость, руб
1. Сырье	2120935589,00
2. Материалы	199783575,53
3. Топливо	16314889,00
4. Эл.энергия	163148891,00
5. Вода	1354888,80
6. Пар	2822685,00
Прочие 3 %	75130815,55
ИТОГО:	2579491333,88

7.9 Плата за природопользование

Таблица 34 - Расчет платы за размещение жидких отходов

Показатели	Значение
1. Стоимость размещения 1 куб.м жидких отходов, руб	15
2. Количество жидких отходов, куб.м/год	3632659,43
3. Плотность руды	2,30
4. Отношение Ж/Т (разжижение пульпы)	6,00
5. Коэффициент экологической ситуации	0,30
6. Плата за размещение жидких отходов, руб	16346967,00

7.10 Себестоимость продукции

Планирование себестоимости продукции на предприятии имеет очень важное значение, так как позволяет знать, какие затраты потребуются предприятию на выпуск и реализацию продукции, какие финансовые результаты можно ожидать в плановом периоде.

Себестоимость продукции представляет выраженные в денежной форме текущие затраты предприятий на производство и реализацию продукции[32].

Таблица 35 - Калькуляция себестоимости переработки руды

Наименование	Удел. вес, %	Стоимость, руб
1. Себестоимость добычи	60,74	2120935589,00
2. Вспомогательные материалы	5,72	199783575,53
3. Топливо технологическое	0,47	16314889,00
4. Эл.энергия	4,67	163148891,00
5. Заработная плата ППП	5,79	202023676,26

Продолжение таблицы 35

6. Заработная плата ИТР, служащих и	1,66	57837780,00
7. Единый социальный налог	2,23	77958436,88
8. Амортизация	9,63	336439761,00
9. Прочие расходы 10 %	9,09	317444259,87
Производственная себестоимость:	100	3491886858,53
10. Внепроизводственные расходы 3 %	3	104756605,76
Цеховая себестоимость	103	3596643464,29
11. Общезаводские расходы 0,3 %	0,3	10789930,39
Полная себестоимость переработки	103,3	3607433394,68

8 БЕЗОПАСНОСТЬ И ЭКОЛОГИЧНОСТЬ ПРОЕКТА

8.1 Электробезопасность

При проектировании ЗИФ мной учтены требования по электро- и пожаробезопасности [41,18].

Эксплуатация и ремонт электроустановок (электрооборудования, сетей электроснабжения) будет осуществляться в соответствии с действующими нормативными требованиями по безопасной эксплуатации электроустановок, ЕПБ [48].

В электрических схемах предусмотрена защита потребителей от перегрузок и коротких замыканий, все электроустановки и всё электрооборудование заземлены. При обслуживании электроустановок применяются электрорезиновые средства (диэлектрические перчатки, боты и ковры, указатели напряжения, изолирующие штанги, переносные заземления и др.) и индивидуальные средства защиты (защитные очки, монтерские пояса и когти и др.).

Включать и отключать отдельные производственные машины и механизмы с помощью пусковой аппаратуры могут лица, получившие разрешение на обслуживание этих машин и механизмов, прошедшие соответствующий инструктаж и имеющие право на самостоятельное их обслуживание. На пусковые устройства на время отключения вывешивается плакат: «Не включать!».

Места производства работ хорошо освещены в соответствии с действующими санитарными нормами [49].

Для осветительных сетей применяется электрическая система с изолированной нейтралью при линейном напряжении не выше 220 В. На электродвигатели и приводимые ими в движение механизмы нанесены стрелки, указывающие направление вращения механизма и электродвигателя. Коробки

выводов электрических машин и пускорегулирующей аппаратуры надежно уплотнены и закрыты крышкой [48].

8.2 Пожарная безопасность

На ЗИФ наиболее пожароопасными являются операции проведения ремонтных работ и установки дополнительного оборудования. Все производственные и подсобные помещения, установки, сооружения и склады будут обеспечены первичными средствами пожаротушения и пожарным инвентарем [18].

Для тушения очагов возгорания в отапливаемых отделениях ЗИФ предусматриваются противопожарные водопроводы с пожарными кранами и огнетушители. Строительные конструкции будут выполнены из негорючих материалов. В бытовых помещениях ЗИФ будут установлены средства автоматического пожаротушения и автоматической пожарной сигнализации [18].

Огневые работы (газосварочные, газорезательные и электросварочные) будут производиться с соблюдением требований действующих норм и правил пожарной безопасности. У электроустановок, в бытовых помещениях будут установлены порошковые огнетушители, в отделениях -пожарные щиты и ящики с сухим песком. Места производства сварочных и газопламенных работ будут размещаться средства пожаротушения (огнетушитель, пожарный ствол с рукавом, присоединенный к ближайшему пожарному трубопроводу). На промплощадке предусмотрено устройство противопожарного водопровода [18].

8.3 Охрана труда

Обучение и инструктаж безопасным приемам и методам труда будет проводиться в обязательном порядке, независимо от характера и степени опасности производства, а так же квалификации и трудового стажа работающих по данной профессии или должности. Целью производственного инструктажа является изучение работающими правил, инструкций по технике безопасности и овладение безопасными приемами и методами труда [50].

Цеха ЗИФ, где проводятся процессы обогащения полезных ископаемых относятся к опасным производственным объектам .

В соответствии с требованиями по охране труда [41,50] в цехах ЗИФ будет проводиться работа по созданию благоприятных условий для работающего персонала, с целью защиты от пыли и вредных газов, шума и вибрации, а также обеспечению работающих спецодеждой, обувью и защитными средствами.

8.3.1. Защита от производственной пыли и вредных газов

Защита от производственной пыли и вредных газов будет обеспечена за счет внедрения мероприятий по предупреждению загрязнения воздушной среды на ЗИФ и защиты рабочих [25], включающих:

- герметизацию производственного оборудования, работу технологического оборудования в вентилируемых укрытиях, локализацию вредных выделений за счет местной вентиляции, аспирационных установок [46];

- нормальное функционирование систем отопления, вентиляции, кондиционирования воздуха, очистки выбросов в атмосферу [38];

- предварительные и периодические медицинские осмотры работающих, во вредных условиях, профилактическое питание, соблюдение правил личной гигиены;

- контроль за содержанием вредных веществ в воздухе рабочей зоны (установлены газоанализаторы);

- использование средств индивидуальной защиты [50].

К работе по обслуживанию технологических процессов гидрометаллургии допускаются только лица, ознакомленные с правилами, соблюдение которых обеспечивает безопасность работы в соответствии с требованиями ЕПБ. Все работники, обслуживающие гидрометаллургическое производство, имеют профессиональное образование, соответствующее профилю выполняемых работ [41,42].

Особенно опасным объектом на ЗИФ является цех гидрометаллургии. В гидрометаллургическом производстве основную опасность и вред для организма человека представляют летучие пары синильной кислоты, которые выделяются из пульпы и растворов, содержащих цианистый натрий.

Во время работы технологического оборудования все основные приточно-вытяжные вентиляционные системы и системы местного отсоса будут работать непрерывно [7].

В помещении цеха на обозреваемом со всех сторон месте будет установлено световое табло, сигнализирующее об остановках той или иной системы вентиляции. При остановке вентиляционной установки или повышении концентрации вредных веществ выше санитарных норм работу в необходимом порядке приостанавливается, а людей выводят на свежий воздух [19].

В помещениях сорбции, десорбции, в складах с реагентами будет установлено непрерывно действующие приборы контроля воздушной среды, заблокированные с системой звуковой и световой сигнализации, которая оповещает о возрастании на рабочих местах содержания паров синильной кислоты. Ее ПДК не должно превышать 0,03 мг/л, а в случае превышения ПДК по HCN включают в работу аварийную вентиляцию цеха [7].

Воздух, удаляемый вытяжными вентиляционными системами, перед выпуском в атмосферу очищается от токсичных веществ до содержания, не превышающего предельно-допустимые концентрации. С целью снижения образования цианистого водорода, в раствор вводится защитная щелочь (известковое молоко концентрацией 0,01 – 0,015%) [19].

Для защиты органов дыхания в аварийных ситуациях будут использоваться противогазы с коробкой и респиратор. Для оказания неотложной помощи, при отравлениях цианидами, в цехе предусмотрены профилактические пункты.

8.3.2. Мероприятия по снижению шума и вибрации

На проектируемой ЗИФ основными источниками шума будут являться соударения металлических частей машин с перерабатываемыми материалами при дроблении, грохочении, измельчении.

При работе дробилок, мельниц, грохотов и другого оборудования обогатительной фабрики возникают вибрации, вредно действующие на организм человека, а при длительном воздействии вызывают профессиональные заболевания [51].

При выполнении проекта учтены требования СНиП 23-03-2003 «Защита от шума»[45] за счет: установки в помещениях с постоянным пребыванием персонала на системе вентиляции шумоглушителей; в местах сопряжения оборудования, фундаментов под оборудование с повышенной вибрацией оборудование конструктивных зазоров; установки вентиляционного оборудования на виброоснованиях.

При проектировании ЗИФ учтены мероприятия направленные на предотвращение опасностей техногенного характера: устройство дорожек и трапов для перемещения, освещение, изоляция действующих механизмов и подъемно-разгрузочных работ.

8.4 Охрана окружающей среды

Охрана атмосферного воздуха на проектируемой ЗИФ будет осуществляться в соответствии с законом ФЗ "Об охране окружающей среды" [38], и экологическими требованиями [30] проектирования безопасных промышленных объектов.

При обогащении руд Маломырского месторождения будет происходить выделение вредных веществ разного типа: - в отделении цианирования с открытых поверхностей цианистых растворов и технологических пульп в газовую среду выделяется синильная кислота;

- в процессе десорбции золота со смолы и электролитического выделения металла в газовую фазу выделяются: едкий натр, цианистый водород (синильная кислота);
- при проведении обезвреживания и очистки вод и стоков выделяется хлор, пыль гипохлорита кальция, извести и железного купороса;
-

при плавке катодных осадков в газовую фазу выделяются пыль, диоксид азота, бура, сода, соединения меди, цинка и свинца[4], но принятые защитные меры и конструкционные решения будут значительно снижать или полностью предотвращать поступление вредных выбросов в атмосферу.

Удельные выделения вредных веществ в атмосферу в основных технологических операциях для схем переработки золотосодержащего сырья аналогичных предприятий приведены в таблице 36 [6].

Таблица 36 - Выделения вредных веществ в технологических операциях

Приготовление растворов NaCN	Агитатор механическим перемешиванием	г на 1 кг растворяемого цианида натрия	HCN	0,21
			NaOH	0,08
Приготовление раствора NaOH	Емкость с мешалкой	г на м ² поверхности емкости в час	NaOH	1,0
Цианирование, сорбция	Агитатор пневмомеханическим перемешиванием	с мг на м ³ барботажного воздуха	HCN	23,0
			NaOH	4,7
Грохочение	Грохот	г на м ² поверхности в час	HCN	0,7
			NaOH	0,03
Приготовление элюента	Емкость с мешалкой	г на м ² поверхности емкости в час	NaOH	1,0
Десорбция золота из смолы	Колонны	г на м ² поверхности колонны в час	HCN	1,87
			NaOH	1,0
Электролиз	Электролизёр	г на м ² поверхности ёмкости в час	HCN	1,0
			NaOH	0,2
Сушка электролизных осадков	Камерная печь	г на кг осадков	HCN	1,8
			NaOH	0,7

Для сокращения выбросов вредных веществ проектом предусмотрены следующие мероприятия [25]:

- установлено газоочистное оборудование;
- в отделении десорбции для очистки от аммиака будет установлен скруббер с кислым орошающим раствором;
- в отделении обжига и плавки вентиляция будет оборудована рукавным фильтром с последующим мокрым скруббером.

На проектируемой ЗИФ для защиты воздушного бассейна от вредных выбросов будет предусмотрено:

- мокрое пылеподавление путем орошения водой приразгрузки руды в бункер, при дроблении и измельчении;

- автоматическое включение вытяжной вентиляции при увеличении концентрации вредных газов в воздухе помещений [43];

- укрытие узлов раскрытия пылящих реагентов, ёмкостного оборудования с предупредительным удалением запыленного воздуха и последующей его очисткой, цианида содержащая хвостовая пульпа обезвреживается железным купоросом, обезвреживания хвостовой пульпы с использованием формальдегида, использование гипохлорита кальция, щелочи, соляной кислоты, извести и флюсов, в плавильном процессе [6].

В корпусе приготовления реагентов наличие контроля концентрации вредных газов в помещениях позволяет не только не допустить увеличение концентрации, но и контролировать работу установок нейтрализации их перед выбросом.

Складские помещения, узлы раскрытия и растворения реагентов оборудованы приточно-вытяжной вентиляцией.

Охрана поверхностных и подземных вод

Переработка руды в данном проекте будет осуществляться по технологической схеме с применением сорбционного цианирования.

Для защиты поверхностных и подземных вод [12,23] будет осуществлено достаточно полное обезвреживание основных токсичных соединений: за счёт строительства хвостохранилища, организации противофильтрационных экранов, организации системы полного оборотного водоснабжения осветленной жидкой фазы (слива) хвостохранилищ и её доочистки перед сбросом. Строгий контроль технологических параметров процесса, выполнение необходимого комплекса природоохранных и промсанитарных мероприятий, позволит внедрить для переработки руд месторождения Маромир экологически безопасную технологию цианирования золота с минимальным воздействием на окружающую среду [4].

Водоснабжение ЗИФ будет организовано с использованием оборотной системы. Источником снабжения промплощадки свежей водой будут являться грунтовые воды, где оборудован водозабор. Бытовые сточные воды отводятся ввыгреба, откуда специальными автоцистернами вывозятся на полигон для складирования хозяйственных стоков [15]. Хвостовая пульпа ЗИФ поступает в хвостохранилище, где происходит осаждение твердой фазы, а осветленная вода возвращается в технологический процесс. Сброс сточных вод в поверхностные водные объекты не производится.

Охрана почв от отходов производства

В процессе эксплуатации на обогатительной фабрике будут образовываться следующие виды отходов производства: тара реагентов, металлолом, производственный мусор и щепа [15,16].

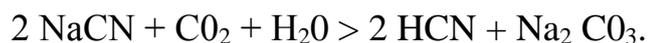
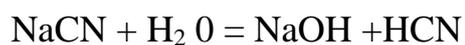
1 Тара реагентов относится к отходам IV класса опасности. Предусматривается складирование тары на промплощадке. По мере накопления барабанов и бочек из-под реагентов и других веществ их периодически вывозят, на переработку.

2 Металлолом образуется при работе измельчительного оборудования и другого оборудования, от шаров мельниц, футеровок и т.д. Металлолом относится к IV классу опасности, реализуется в качестве вторичного сырья.

3 Производственный мусор и щепа отделяются в процессе рудоподготовки, относятся к нетоксичным отходам. Производственный мусор складировается в отвалах пустой породы. Щепа сжигается.

По окончании работы рудника, согласно требованиям [14,16,20] будет произведена рекультивация хвостохранилища, путем засыпки его поверхности не пылящим материалом.

Раствор цианида натрия, используемый для выщелачивания золота в установках цианирования, относится к сильнодействующим ядовитым веществам, т.к. в результате его гидролиза образуется циановодород (синильная кислота), способный быстро улетучиваться в атмосферу из водного раствора:



Синильная кислота, в свою очередь, в водном растворе и под воздействием света разлагается на более безвредные газообразные соединения (аммиак, муравьиную, щавелевую кислоту и др.). В связи с этим загрязнение почвенного слоя земли в результате возможных случайных или аварийных протечек технологических растворов носит кратковременный и самозатухающий характер [41].

Реакция образования циановодорода зависит от pH, поэтому в течение всего процесса в технологических растворах с помощью добавок едкого натра или извести должна поддерживаться и строго контролироваться щелочная среда (pH не менее 10) [36,42]. Максимально возможное выделение HCN при соблюдении рекомендуемых технологических параметров с точки зрения охраны окружающей среды допускается с открытых поверхностей цианистых растворов - 3,8 мг/м³. Обезвреживание жидкой фазы хвостов цианирования, содержащей цианиды и роданиды, до ПДК = 0,3 мг/м³;

Рекультивация нарушенных земель

Законодательные требования РФ в области рекультивации, в основном, определяются Законом о недрах [20] и ГОСТами [14, 16], направленными на сохранение и рациональное использование плодородного слоя почвы.

В соответствии с нормативными документами горнотехнический этап рекультивации состоит из следующего комплекса работ:

- при размещении хвостохранилища предусмотрено снятие почвенного, растительного слоя и обеспечение его сохранности;
- планировка поверхностей;
- создание нового русла водотока с обеспечением неразмывающих скоростей потока.

Для защиты недр и почв при строительстве хвостохранилища предусматривается экранирование чаши плотными грунтами (глинами, бентонитами) или полусухое складирование хвостов [15,29].

Поскольку, жидкая фаза пульпы будет иметь в своём составе цианиды и другие вредные примеси хвостохранилище будет размещаться ниже площадки обогатительной фабрики в долине, примыкающей к ручью Сухоньр, и будет оборудовано дамбой и сооружениями сбора, возврата и обезвреживания дебалансовых вод. Учитывая недопустимость поступления поверхностного стока в прудок и необходимость последующего обезвреживания этих вод, будет учтена сооружением нагорной канавы. Складирование хвостов будет производиться методом регулируемого равномерного намыва пляжа по всей длине существующей ограждающей дамбы, через выпуски распределительного пульповода. Ежемесячно будет производиться маркшейдерская съёмка гребня дамбы, отметки пляжа и пруда-отстойника [12].

Постоянно будет проводиться мониторинг экологической безопасности окружающей среды. Ежедневно будет отбираться проба оборотной воды в чаше хвостохранилища.

Проектом предусматривается возведение дамбы талого типа с экраном из глины. В нижнем бьефе дамбы предусматривается дренаж для сбора фильтрационных вод (с возвратом их в прудок). Проектом предусмотрено освещение дамб для обеспечения круглосуточного осмотра. В нижнем бьефе дамб хвостохранилища предусматриваются наблюдательные скважины. Дренажные сооружения, расположенные за низовой плотиной при нормальной работе дренажной насосной станции исключают попадание фильтрующих вод из хвостохранилища в естественные водотоки, что будет способствовать выполнению требований строительства ЗИФ области охраны окружающей среды [38].

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В выпускной квалификационной работе выполнен проект обогатительной фабрики по переработке золотосодержащих руд Маломирского месторождения. Расчет качественно-количественных и водно-шламовых показателей выполнен для руды с исходным содержанием золота – 6 г/т, и производительности фабрики – 640000 т/ год.

Выбрана гравитационно-сорбционная схема обогащения, включающая гидromеталлургическую переработку руды, сорбционное выщелачивание, цианирование.

Выбрано основное технологическое оборудование: в цехе измельчения одна мельница ММПС 5500x1800, две мельницы МШЦ 3200x5400, спиральный классификатор 1КСН-24, двадцать четыре гидроциклона CAVEX-250. Для предварительного цианирования и сорбционного выщелачивания устанавливаем по 8 пачуков с рабочим объемом 200 м³. Устанавливаем в проекте 6 регенерационных колонн с рабочим объемом 15 м³.

Решены вопросы водоснабжения и канализации, электроснабжения, теплоснабжения, реагентного и хвостового хозяйства и обезвреживания вод.

Изучено влияние обогатительной фабрики на компоненты окружающей среды и предусмотрены меры борьбы с вредными выбросами. Предусмотрена безопасность в цехах обогатительной фабрики.

В специальной части дипломного проекта рассмотрен вопрос о «Опробовании и контроле» на основании литературных источников и данных фабрики. Произведен патентный поиск по теме «Опробование и контроль».

Рассчитаны технико-экономические показатели: чистая прибыль 995,85 млн.рублей, рентабельность 27,61 %, срок окупаемости 6,1 лет.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

- 1 Ананьев, В.П. Инженерная геология : Учеб.для строит. спец. вузов / В.П. Ананьев, А.Д. Потапов. – М.: Высш. шк., 2005. – 575 с.
- 2 Андреев, С.Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых: учеб.для вузов / С.Е. Андреев, В.А. Петров, В.В. Зверевич. - М.: Недра, 1980. – 415 с.
- 3 Богданов, О.С. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы: учеб.для вузов / О.С. Богданов. - М.: Недра, 1982. - 366 с.
- 4 Богомолов, В.И. Технологическая инструкция по переработке золотосодержащего сырья на ЗИФ ООО «Маломырский рудник». / В.И. Богомолов. – Благовещенск, 2009.
- 5 Бочаров, В.А. Технология обогащения золотосодержащего сырья / В.А.Бочаров. – М.: Руда и металлы, 2003. – 407 с.
- 6 Богданов, О.С. Справочник по обогащению руд. Основные процессы: учеб.для вузов / О.С. Богданов. - М.: Недра, 1983. – 381 с.
- 7 ГОСТ 12.1.005-96 «Общие санитарно-гигиенические требования к воздуху рабочей зоны». – М., 1996.
- 9 ГОСТ 17.5.1.02-85 «Охрана природы. Земли. Классификация нарушенных земель для рекультивации». – М., 1985.
- 10 ГОСТ 17.4.3.01- 83 «Почвы. Общие требования к отбору проб». – М., 1983.
- 12 ГОСТ 17.1.3.07-82 «Гидросфера. Охрана поверхностных и подземных вод». – М., 1982.
- 13 ГОСТ 17.1.5.05-85 «Охрана природы. Гидросфера. Общие требования к отбору проб поверхностных и морских вод, льда и атмосферных осадков». – М., 1985. 135

14 ГОСТ 17.5.1.01-83 «Охрана природы. Рекультивация земель». – М. Росстандарт. 1983. - 43с.

15 ГОСТ Р 56598-2015 «Ресурсосбережение. Обращение с отходами. Общие требования к полигонам для захоронения отходов». – М., 2015.

16 ГОСТ 17.4.3.04-85 «Охрана природы. Почвы. Общие требования к контролю и охране от загрязнения». – М., 1985.

17 ГОСТ 17.5.1.02-85 «Охрана природы. Земли. Классификация нарушенных земель для рекультивации». – М., 1996. – 10с.

18 ГОСТ 12.1.004-91. Пожарная безопасность. – Взамен ГОСТ 12.1.004- 85; введ. 01.07.92. Министерство внутренних дел СССР. – М.: Стандартиформ, 2006. – 2 с.

19 ГОСТ 12.0.230-2007. Система стандартов безопасности труда. Системы управления охраной труда. Общие требования; введ. 30.06.2009. – М., 2009.

20 Закон Российской Федерации от 21.02.1992 «О недрах». 1992. – 29 с.

21 Зуев И.А. Отчет о результатах разведочных работ на месторождении рудного золота Маломыр с подсчетом запасов. / И.А. Зуев от 1982.

22 Климентов, П.П. Общая геология Амурской области / П.П. Климентов, Г.Я. Богданов. – М.: Недра, 2003. – 356 с.

23 Кутырин, И.М. Охрана воздуха и поверхностных вод от загрязнения /. Кутырин. И.М. – Наука, 1990. – 220 с.

24 Лодейщиков, В. В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд: учеб.для вузов / В.В. Лодейщиков. - Иркутск, 1999. – 452 с.

25 Мязин, В.П. Проектирование горно-обогачительного производства (охрана окружающей среды): учеб.пособие / В.П. Мязин. - Чита: Изд-во ЧитГУ, 2004. - 198 с.

26 Технологический регламент золоторудного месторождения «Маломыр». 2012.- 54 с.

27 Постановление правительства Российской Федерации от 22.12.1995 г. № 525 «Об утверждении основных положений о рекультивации земель, снятии, сохранении и рациональном использовании плодородного слоя почвы» // Минсельхоз Российской Федерации. 1995. – 87 с.

28 Разумов, К.А. Проектирование обогатительных фабрик: учеб.для вузов / К.А. Разумов. - М.: Недра, 1982. - 518 с.

29 Савенко, С.В. Технологический отчет об инженерно-геологических условиях площадки хвостохранилища окисленных руд пускового комплекса горноперерабатывающего предприятия на базе золоторудного месторождения «Маломыр». / С.В. Савенко. – Благовещенск, 2009. - 23 с.

30 Семенова, И.В. Промышленная экология / Семенова. И.В. - М.: Недра, 2009. - 300с.

31 Справочник по проектированию рудных обогатительных фабрик: в 2 кн / гл. ред. О.Н. Тихонов. - М.: Недра. 1988. – 677 с.

32 Сапожников, С.Ю. Экономика и менеджмент: метод.указание / С.Ю. Сапожников. - Чита: Изд-во ЧитГУ. 2005, - 31 с.

33 Фатьянов, А.В. Проектирование обогатительных фабрик: Учеб.пособие/ А.В. Фатьянов. - Чита: Изд-во ЧитГТУ, 2003. - 300 с.

34 Фатьянов, А.В. Технология обогащения полезных ископаемых: учеб.пособие / А.В. Фатьянов, Л.Г. Никитина. - Чита: Изд-во ЧитГТУ, 2003. - 354 с.

35 Фатьянов, А.В. Проектирование обогатительных фабрик: справ.пособие / А.В. Фатьянов, Л.Г. Никитина. - Чита: Изд-во ЧитГУ, 2004. - 111 с.

36 Федеральная служба по экологическому, технологическому и атомному надзору от 11.12.2013 г. № 599 «Об утверждении федеральных норм и правил в области промышленной безопасности», 2013. – 125с

- 37 Федотов К.В. Проектирование обогатительных фабрик. / К.В. Федотов. – М.: изд. Горная книга, 2012. – 268 с.
- 38 Федеральный Закон «Об охране окружающей среды» . 2002. – 68 с.
- 39 Ярочкин, В.И. Основы безопасности предприятий: учеб.для вузов / Ярочкин В.И. - М.: Недра, 2005. - 284 с.
- 40 Трудовой Кодекс Российской Федерации (N197-ФЗ от 30.12. 2001 г.) 137
- 41 ГОСТ № 11-549-03 «Правила безопасности в производстве благородных металлов, сплавов и их полуфабрикатов». – 258 с.
- 42 Федеральный Закон №116-ФЗ от 21.07.1997 – «О промышленной безопасности опасных производственных объектов». – 1997. – 345 с.
- 43 СанПин 2.1.4.544-96. Требования к качеству воды нецентрализованного водоснабжения. Санитарная охрана источников. – введ.07.08.76.
- 44 СанПин 2.1.4.027-95. Зоны санитарной охраны источников водоснабжения и водопроводов хозяйственно-питьевого назначения. – введ. 10.04.95.
- 45 СП 51.13330.2011. Защита от шума. – введ. 20.05.2011. М. : ОАО «ЦПП», 2010. – 1с.
- 46 ГОСТ 12.1.005-88. Общие санитарно-гигиенические требования к воздуху рабочей зоны. – Взамен ГОСТ 12.1.005-76; введ. 01.01.89. - Москва: Министерством здравоохранения СССР - М. :Стандартинформ, 2008. – 2 с.
- 47 Правила технической эксплуатации электроустановок потребителей (с изменениями на 13 сентября 2018 года) Министерство энергетики российской федерации приказ от 13 января 2003г. года № 6.
- 48 СНиП П.А.9.71 Искусственное освещение. Нормы проектирования. – М.: Госстрой СССР, 1971. – 28 с.
- 49 Денисенко, Г.Ф. Охрана труда / Г.Ф. Денисенко. – М., Высшая школа, 1985. – 213 с.

50 Единые правила безопасности при дроблении, сортировке, обогащении полезных ископаемых и окусковании руд и концентратов", утвержденные Постановлением Госгортехнадзора России от 04.06.03 № 47 (ЕПБ), вступившие в силу с 19.06.03г

ПРИЛОЖЕНИЕ А

Таблица 37 – Патентная документация

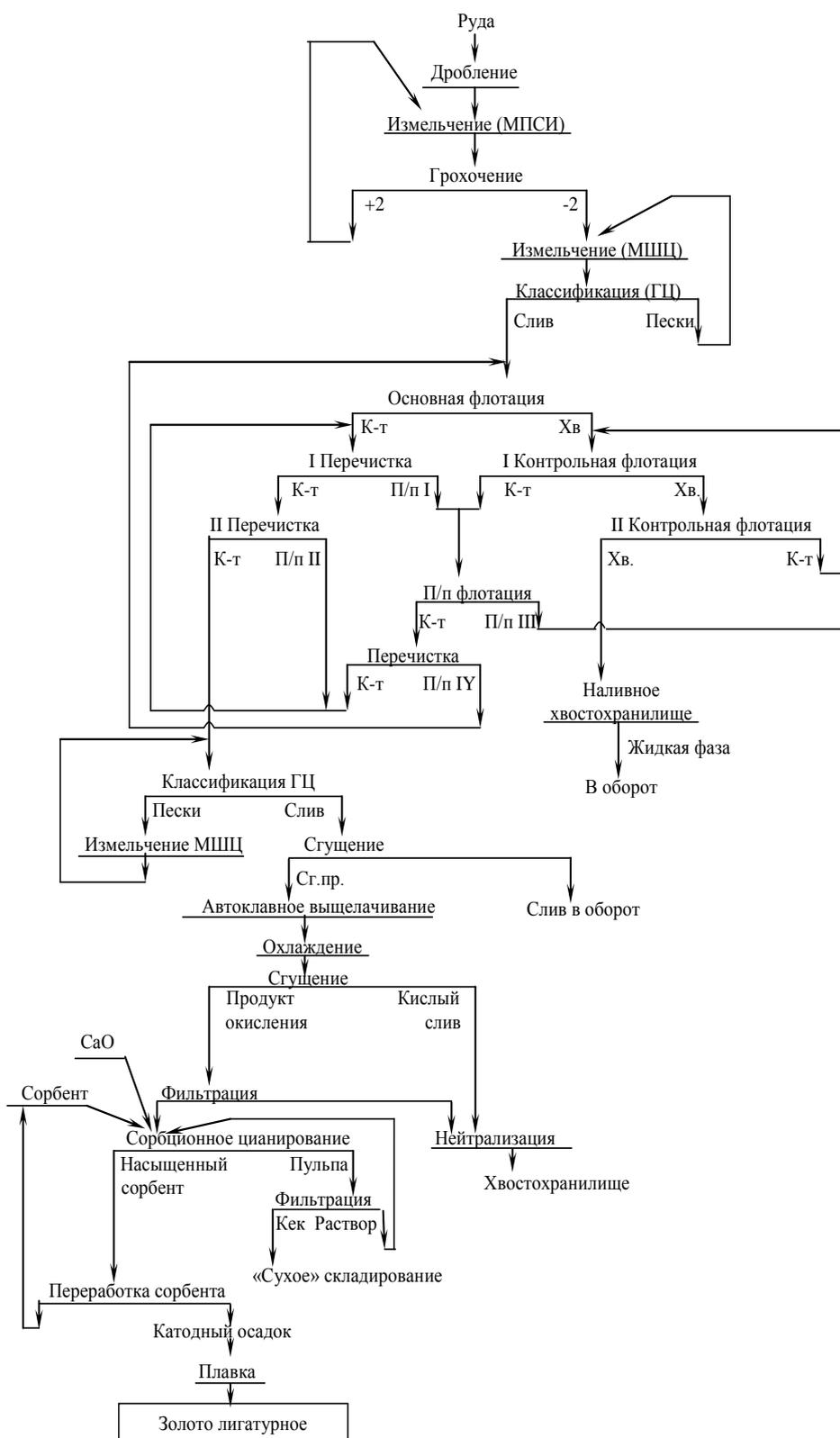
Предмет поиска	Страна поиска	Заявитель с указанием страны и номером заявки	Сущность заявления технических решений или его создания
Опробование и контроль технологических процессов.	Россия	2004138935/12, Швецов Владимир Алексеевич (RU), Адельшина Наталья Владимировна (RU), Кошелева Наталья Борисовна (RU) Способ контроля аналитической работы при опробовании золоторудных месторождений	Изобретение относится к аналитической химии и может быть использовано при опробовании золотосодержащих природных материалов. В способе контроля аналитической работы при опробовании золоторудных месторождений осуществляют отбор аналитических навесок и геологических проб из исходных проб золотосодержащей руды. Производят контроль качества подготовки проб к анализу по показателю представительности аналитической пробы и контроля качества выполнения анализов по показателю воспроизводимости результатов анализа. В способе из исходных проб золотосодержащей руды готовят аналитическую пробу, дубликат аналитической пробы и геологический дубликат разведочной пробы. В аналитических пробах определяют содержание золота. Из дубликатов аналитических проб и геологических дубликатов отбирают аналитические навески, которые анализируют на содержание золота.. Способ обеспечивает достоверность результатов анализа и экспрессность контроля аналитической работы при опробовании золоторудных месторождений. По данным опытной проверки предлагаемый способ контроля качества аналитической работы при опробовании золоторудных месторождений по сравнению с прототипом имеет следующие технико-экономические преимущества:- повышается экспрессность и надежность контроля качества подготовки проб к пробирному анализу;- снижается вероятность систематических расхождений между результатами анализов, выполненных в основной и контрольной лабораториях в процессе внешнего лабораторного и аналитической.

Опробование и контроль	Россия	G01N7/14 Конев Сергей Николаевич (RU) Воробьев Владимир Анатольевич (RU) Воробьев Анатолий Иванович (RU) Корсаков Максим Владимирович (RU)	Полезная модель относится к нефтяной и газовой промышленности, в частности к устройствам для отбора проб жидкости, которые могут быть использованы при прямых геохимических методах поисков нефти и газа.
Опробование и контроль	Россия	Вейс Борис Тиборович (RU) Пугачев Валерий Степанович (RU) Ермаков Виктор Васильевич (RU) Ландарь Владимир Александрович (RU)	Полезная модель относится к средствам контроля обоганительных процессов в горно-геологической отрасли, в частности к устройствам для непрерывного отбора части хвостов центробежного обогащения технологической пульпы, содержащей благородные металлы и другие тяжелые ценные компоненты (полиметаллы), с целью дальнейшего представления отобранной пробы на анализ
Опробование и контроль	Россия	Петрова Ирина Ивановна (RU)	Полезная модель направлена на совмещение отбора и повышение точности замеров уровней средних и точечных проб нефти, эмульсий, нефтепродуктов и подтоварной воды со снижением материальных и временных затрат па их проведение.
Опробование и контроль Пробоотборник	Россия	G01N1/20 Таланов Андрей Александрович (RU)	Изобретение относится к пробоотборнику для сыпучих материалов, например, порошков химически активных металлов с размерами частиц до 15 мм. Достижимый при этом технический результат заключается в повышении надежности работы устройства и увеличении достоверности отбираемой пробы как по химическому, так и по фракционному составу. Задачей изобретения является повышение надежности работы устройства и представительности отбираемой пробы.
Опробование и контроль. Ковшовый пробоотборник сыпучего материала		G01N1/20 Охрименко Сергей Владимирович (RU), Потапов Сергей Александрович (RU) Способ опробования движущегося потока сыпучего материала	Изобретение относится к ковшовому пробоотборнику сыпучего материала и может быть использовано в горнорудной, строительной и металлургической промышленности. Достижимый при этом технический результат заключается в обеспечении достоверного отбора проб движущегося по транспортной ленте сыпучего, в том числе влажного, материала, с возможностью формирования условий для использования приборов непрерывного контроля качества материалов или отбора ручным способом.

Опробование и контроль	Россия	<p>Авторы: Столяров В.Ф. (RU), Морозов В.В. (RU), Коновалов Н.М. (RU), Глебов М.В. (RU), Маркизов В.Н. (RU) Патентообладатель: ЗАО "Элскорт" (RU)</p> <p>Устройство для анализа состава многокомпонентного потока текучей технологической среды</p>	<p>1. Устройство для анализа состава многокомпонентного потока текучей технологической среды, включающее выполненную в виде элемента продуктопровода зону измерений, рентгенофлуоресцентный анализатор, содержащий рентгенопрозрачную перегородку, присоединенный к зоне измерений через цилиндрическую врезку посредством механизма крепления с возможностью вертикального перемещения в зоне измерения, оснащенное приспособлением для де-структурирования потока, выполненным в виде верхней и нижней плоских направляющих, пересечение осей которых образует угол, вершина которого расположена напротив рентгенопрозрачной перегородки; оборудованное байпасным продуктопроводом, входное отверстие которого размещено в верхней части зоны измерений перед приспособлением для де-структурирования потока относительно направления движения текучей среды, а выходное отверстие в верхней части зоны измерений после рентгенофлуоресцентного анализатора; при этом перед выходным отверстием байпасного продуктопровода в зоне измерений установлена дополнительная перегородка.</p> <p>2. Устройство по п.1, отличающееся тем, что зона измерений расположена соосно с наклонным участком продуктопровода.</p>
Методы переработки золотосодержащих руд	Россия	97100377/03	<p>Способ обогащения золотосодержащего горнорудного сырья, включающий подготовку сырья, его обогащение с выделением концентрата золота и складирование хвостов обогащения в отвал, отличающийся тем, что перед складированием хвостов обогащения на площадке отвала устраивают водонепроницаемое основание и борта по всему периметру площадки, а по прошествии, по меньшей мере, одного цикла промерзания и оттаивания отвал вскрывают и его нижний слой подвергают повторному обогащению.</p> <p>2. Способ по п.1, отличающийся тем, что водонепроницаемые основания и борта выполняют из полиэтиленовой пленки.</p>

Продолжение таблицы - 37			
Методы переработки золотосодержащих руд	Россия	94015919/03	<p>3. Способ по п.1, отличающийся тем, что основание устраивают наклонным, а в нижнем по линии ската борту выполняют водоспускные дренажные отверстия.</p> <p>1) Способ обогащения ПИ преимущественно золотосодержащих пород, включающий подачу в зону обработки обрабатываемой пульпы, улавливающего покрытия, создание в процессе перемещения на его исходном участке у его нижней границы стационарных вихрей, наполненное улавливающее покрытие с ценным компонентом споласкивают, отличающийся тем, что в процессе перемещения потока по зоне обработки, поток отклоняют от направления его подачи в поперечном направлении на острый угол, создают динамическое воздействие на боковые границы потока и создают гидравлическое сопротивление, одновременно на отклоненном участке потока у его нижней границы образуют стационарные вихри, и образуют спиралевидное течение.</p> <p>2) Способ по п.1, отличающийся тем, что поток отклоняют на угол 0,5-45</p> <p>3) Способ по п.2, отличающийся тем, что ось вращения каждого стационарного вихря отклоненного участка потока ориентируют к оси вращения стационарных вихрей на исходном участке потока под углом, равным углу отклонения потока.</p>
Методы переработки золотосодержащих руд	Россия	735783	<p>Для флотационной обработки золотосодержащего минерального сырья, которое обладает тугоплавкостью, обусловленной связью золота железосодержащими сульфидными минеральными соединениями, сырье, которым может быть пирит, марказит, мышьяковый колчедан и/или пирротин, в измельченном состоянии подвергают флотации в жидкой среде. В процессе флотации, который осуществляют в условиях барборации, часть среды вместе с газовыми пузырьками всплывает на поверхность, образуя пену.</p>

Принципиальная технологическая схема обогащения



ПРИЛОЖЕНИЕ В

