

**НАВОЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ
НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ
ХИМИКО – МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ФАКУЛЬТЕТ
КАФЕДРА «МЕТАЛЛУРГИЯ»**

Направление бакалавриата – 5520400 «Металлургия»

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к выпускной квалификационной работе

на тему: _____

Выпускник: _____

Руководитель: _____

Зав. кафедрой: _____

Навои-2014

**МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО СПЕЦИАЛЬНОГО
ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН**

Навоийский горно-металлургический комбинат

Навоийский государственный горный институт

**Факультет: «Химико-Металлургический» Кафедра: «Металлургия»
Направление бакалавриата - 5520400 «Металлургия»**

«УТВЕРЖДАЮ»

зав. кафедрой _____
« ____ » _____ 2014 г.

ЗАДАНИЕ

к выпускной квалификационной работе студента

Сарибоев Хусниддин Зарпулла угли

(фамилия, имя, отчество)

Тема работы: « Выбор, обоснование и расчет автоклавное вскрытие
золотосодержащих сульфидных руд»

утверждена приказом по институту от « ____ » _____ 2014 г. № _____

2. Срок сдачи студентом законченной работы « ____ » _____ 2014 г.

3. Исходные данные к работе: На операцию автоклавное окисление
поступает сгущенный концентрат прошедший стадию флотации,
применяемая для упорных руд следующего состава: Au - 45 г/т, Ag - 7,4
г/т и остальных основных минералов в % по массе: FeS₂ - 12,85; FeAsS
- 4,1; SiO₂ - 62,0; Al₂O₃ - 16,0; MgO - 1,1; CaO - 2,1; CuO - 0,3; ZnO - 0,024;
PbO - 0,3; O - 0,03.

**4. Содержание расчетно-пояснительной записки (перечень подлежащих
разработке вопросов)** 1. Общая часть 2. Технологическая часть
3. Безопасность жизнедеятельности 4. Экономическая часть.

**5. Перечень графического материала (с точным указанием обязательных
чертежей)** 1. Технологическая схема 2. Горизонтальная автоклав 3. План цеха
автоклавного выщелачивания 4. Разрез цеха автоклавного
выщелачивания.

6. Консультанты по разделам выпускной работы

№	Тема раздела	ФИО консультанта	Подпись, дата	
			Задание выдал	Отметка о выполнении
1.	Общая часть	Вохидов Б.		
2.	Технологическая часть	Вохидов Б.		
3.	Безопасность жизнедеятельности	Бобоев Ш.		
4.	Экономическая часть	Исломова Р.		
5.				
6.				
7.				

7. Календарный план

№	Наименование разделов выпускной работы	Срок выполнения (дата)	Примечание
1	Общая часть		
2	Технологическая часть		
3	Безопасность жизнедеятельности		
4	Экономическая часть		

Дата выдачи задания « ___ » _____ 2014 г. _____
(подпись)

Руководитель: _____
(ФИО) (подпись)

Получил задание на выполнение студент-выпускник:
« ___ » _____ 2014 г. _____
(подпись)

Введение

1. Теоретическая часть.

- 1.1. Обоснование целесообразности строительства объекта
- 1.2. Геологическая характеристика месторождения
- 1.3. Характеристика объекта строительства
- 1.4. Климатические условия
- 1.5. Разновидность технологий переработки упорных золотомышьяковистых руд.

2. Технологическая часть.

- 2.1. Требования к качеству сырья и готовой продукции.
- 2.2. Характеристика и химический состав исходного сырья
- 2.3. Выбор и обоснование технологической схемы переработки флота концентрата
- 2.4. Описание предлагаемой технологической схемы

3. Металлургические расчеты.

- 3.1. Расчет материального баланса по основному компоненту
 - 3.1.1. Составление уравнение баланса
 - 3.1.2. Составление уравнений распределения
 - 3.1.3. Уравнения распределения металла
 - 3.1.4. Уравнения заданных потоков
 - 3.1.5. Составление уравнений баланса для серебра
- 3.2. Выбор и расчет полного материального баланса
 - 3.2.1. Расчет полного материального баланса процесс автоклавное окисление
 - 3.2.2. Материальный баланс процесса цианирования
 - 3.2.3. Материальный баланс процесса сорбции
- 3.3. Выбор и расчет основного технологического оборудования
 - 3.3.1. Выбор и расчёт классифицирующего оборудования
 - 3.3.2. Выбор и расчет оборудования сгущения
 - 3.3.3. Выбор и расчет оборудования автоклавов
 - 3.3.3.1. Принцип работа автоклавов
 - 3.3.3.2. Расчет теплового баланса автоклава
 - 3.3.3.3. Объем пульпы, перерабатываемой в сутки одним автоклавом
 - 3.3.3.4. Число автоклавов для переработки 2200 м³ пульпы в сутки
 - 3.3.3.5. Приход тепла
 - 3.3.3.6. Расход тепла
 - 3.3.4. Выбор и расчет оборудования самоиспарения
 - 3.3.4.2. Внутренний диаметр самоиспарителя.
 - 3.3.5. Выбор и расчет Барабанного Вакуум-Фильтра.
 - 3.3.5.1. Производительность фильтра по фильтрату.
 - 3.3.5.2. Необходимая площадь поверхности фильтра в зоне фильтрования.
 - 3.3.6. Выбор и расчет оборудования предварительного и сорбционного цианирования

4. Безопасность жизнедеятельности.

- 4.1. Объемно-планировочные решения зданий завода

- 4.2. Технические решения по производственной санитарии и санитарно-бытовым помещениям
- 4.3. Отопление и вентиляция
- 4.4 Анализ потенциально-опасных и вредных производственных факторов
- 4.5 Разработка мер защиты от выявленных опасных и вредных факторов
- 4.6 Разработка мер пожарной безопасности
- 4.7 Решение по охране окружающей среды.

5. Экономическая часть.

- 5.1 Расчёт производственной программы.
- 5.2 Расчёт капитальных вложений
- 5.3 Расчёт эксплуатационных затрат на обогащение сырья
 - 5.3.1 Организация труда и заработной платы
 - 5.3.2 Расчёт численности рабочих проектируемого цеха
 - 5.3.3 Расчёт фондов заработной платы основного производства
 - 5.3.4 Расчёт потребности вспомогательных материалов
- 5.4 Расчёт амортизационных отчислений основных фондов
- 5.5 Платежи по обязательному страхованию
 - 5.5.1 Затраты на оплату процентов по краткосрочным ссудам банков
 - 5.5.2 Цеховые расходы
 - 5.5.3 Общефабричные расходы
 - 5.5.4 Прочие производственные расходы
 - 5.5.5 Внепроизводственные расходы
- 5.6 Расчёт и распределение прибыли
 - 5.6.1 Расчёт выручки от реализации товарной продукции
 - 5.6.2 Расчёт прибыли, рентабельности, нормы прибыли
- 5.7 Расчёт рентабельности продукции и нормы прибыли, фондоотдачи
- 5.8 Технико-экономические показатели

Заключение

Список использованная литература

Введение

Президент республики Узбекистан И.А. Каримов в своей книге отметил, что одно из важнейших задач в преодолении мирового кризиса является модернизация производства, совершенствование технического перевооружения. [1].

До настоящего времени основным методом извлечения золота из руд в мировой практике золотодобычи является цианистый процесс. Однако существует многочисленная группа так называемых упорных золотосодержащих руд, удовлетворительно извлечь золото, из которых цианированием невозможно. Упорность этого сырья объясняется тонко дисперсностью золота и его связью с арсенопиритом и пиритом. Приемлемые показатели по извлечению золота достигаются включением в технологическую схему дополнительных операций "вскрытия", благодаря которым золото оказывается доступным для растворителя. В последние годы проводятся, разработан ряд пирометаллургических и гидрометаллургических методов вскрытия упорных золотомышьяковых руд, характерной особенностью которых является разложение минеральной основы последних. При этом в зависимости от характера выбираемой технологии мышьяк и сера удаляются в возгон или раствор, а вскрытое золото, как правило, выщелачивается раствором цианида. В результате образуется большое количество высокотоксичных отходов: мышьяковистые возгоны, содержащие цианид и мышьяк стоки.

Автоклавное вскрытие упорных золотосодержащих концентратов было предложено И.Н. Масленицким. Им была обоснована и экспериментально доказана принципиальная возможность вскрытия мышьяксодержащих концентратов путем автоклавного окисления золотосодержащих сульфидов в кислороде (в воде) под давлением кислорода. В последующие годы эти исследования получили дальнейшее развитие.

Извлечение в раствор мышьяка, железа и серы колеблется в широких пределах и зависит от химического и минерального состава выщелачиваемого сырья, температуры автоклавного окисления, плотности пульпы, кислотности раствора. Обычно в жидкую фазу переходит от 5 до 40 % мышьяка (в пятивалентной форме), остальной мышьяк сохраняется в твердой фазе. При выщелачивании сульфидных концентратов с низким содержанием карбонатов переход серы в раствор может достигать 95-97%.

1. Теоретическая часть.

1.1 Обоснование целесообразности строительства объекта.

Целью данного проекта является внедрение опытных работ по переработке технологических процессов автоклавное выщелачивание флотационных концентратов, полученных из различных типов упорных и смешанных руд месторождений Марджанбулак и Зармитан с последующим сорбционным извлечением золота из продуктов автоклавное выщелачивание. Также могут перерабатываться подобные руды других месторождений.

Месторождение Марджанбулак расположено в Галляаральском районе Джизакской области, в 9 км к востоку от железнодорожной станции Богарное, в 50 км к югу от г. Джизак и 80 км к северо-востоку от г. Самарканд. Оно находится на Марджанбулакской возвышенности, в восточном продолжении Южно-Нуратинских гор. Абсолютные высотные отметки на площади месторождения достигают до 950 м, относительные превышения – 20-100 м. В 25 км от него протекает р. Санзар.

Место строительства было определено следующими соображениями:

- близость реки Санзар, а следовательно, возможность строительства энергетической базы;
- наличие железных дорог;

Режим работы - непрерывный.

График работы -3-х сменный. Продолжительность смены - 8 часов. Производительность проектируемого объекта $Q_{\text{год}} = 600000$ т/год.

1.2 Геологическая характеристика месторождения

Углистые золотосодержащие руды встречаются в природе относительно редко. На долю их приходится не более 2% всех мировых запасов золота. Тем не менее проблема переработки таких руд является достаточно актуальной.

Основной причиной упорности углистых (графитистых) золотосодержащих руд в цианистом процессе является отчетливо выраженная осадительная способность углей по отношению к растворенному золоту и серебру. При наличии в исходной руде углистых веществ последние могут сорбировать благородные металлы из цианистых растворов, увеличивая тем самым потери золота и серебра с хвостами технологического процесса.

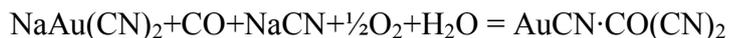
Сорбционная способность углистых минералов при цианировании может проявляться в различной степени [12].

Специальные исследования А. Дорфмана, выполненные на фабрике Мак-Интейр (Канада), показали, что перерабатываемая руда (с содержанием около 5% активного углерода) могла сорбировать из растворов до 250% г/т золота, что соответствует 5-6 г золота на каждый килограмм присутствующего в исходной руде углерода. В то же время встречаются разновидности углистых сланцев, активность которых в цианистом процессе выражена значительно слабее, а иногда и вообще заметно не проявляется (руды месторождений Наталь и Барбертон в Южной Африке; Сухой Лог и Соврудник в России и др.).

Поэтому наличие в золотосодержащих рудах углистых веществ еще не является достаточно надежным признаком их технологической упорности. Упорность руд данного типа может быть установлена только технологическими исследованиями или производственными испытаниями.

Несмотря на значительное количество выполненных исследований, механизм осаждения золота на углях в известной мере остался невыясненным. В настоящее время существуют две гипотезы, объясняющие данное явление. Первая из них основана на предположении, что причиной осаждения золота активными углистыми веществами является химическое взаимодействие золотоцианистого комплекса с окисью углерода, которая в том

или ином количестве всегда присутствует в исходных углях. Данный процесс представляется реакцией:



Согласно другой гипотезе, осаждение золота на углях объясняется адсорбцией комплексного аниона $\text{Au}(\text{CN})_2^-$. Это предположение подтверждается тем, что количество осаждаемого золота находится в прямой зависимости от суммарной поверхности частиц улистого вещества. Кроме того, как отмечено Гроссом и Скоттом, скорость и полнота перехода золота из раствора на уголь понижается с повышением температуры, что также указывает на адсорбционный характер процесса осаждения.

1.3 Характеристика объекта строительства.

Рудной базой для Маржанбулакской золото извлекательной фабрики является месторождения Маржанбулак и Зармитан. Руды этих месторождений относятся к кварц-сульфидным.

Золотосодержащие сульфидные руды, в состав которых входит активный углерод, целесообразно перерабатывать методом флотации с получением отвальных хвостов по золоту. В этом случае флотация графита и других углесодержащих минералов должна играть роль вспомогательной операции, облегчающей условия получения концентрата достаточно высокого качества.

Иногда применение последовательной флотации углерода и сульфидов представляет интерес даже при условии получения не отвального золотосодержащего угольного концентрата, который может быть объединен с сульфидным для совместной обработки. Смысл угольной флотации в данном случае состоит в уменьшении суммарного выхода концентратов в результате более тщательного подбора режима флотационного обогащения на каждой стадии обработки руды.

По схеме стадийной флотации вначале проводится выделение углистого концентрата. Из реагентов на этой стадии используется только сосновое масло (16 г/т). продолжительность угольной флотации 2-3 мин, выход концентрата 1-1,2 % от руды, содержание золота в концентрате 3-4 г/т. хвосты угольной флотации поступают сначала на основную сульфидную флотацию (продолжительность 20 мин), в которую подаются бутиловый ксантогенат (200 г/т), сосновое масло (90 г/т) и аэрофлот (15 г/т), а затем на контрольную (продолжительность 25 мин), в которую дополнительно подается ксантогенат (100 г/т). Первичный концентрат, как и в предыдущем варианте, подвергается двойной перечистке без дополнительной дозировки реагентов. Конечные хвосты флотации содержат золота от 0,8 до 1 г/т.

Введение угольной флотации позволяет получить концентраты лучшего качества в результате уменьшения их выхода. Тем самым могут быть существенно снижены расходы на металлургическую обработку концентратов.

Полученный концентрат для улучшения показателя цианирование и сорбция отправляется на процесс автоклавного выщелачивания. И там окисляют сульфидные минералы которые считается примесими и они переходит в жидкую фазу а золота не растворяемая в серной кислоте остаётся в твёрдым остатке а отправляется к дальнейшими переработку. Автоклавное вскрытие применяются для переработки, как флотационных концентратов, так и непосредственно руд. Безусловными аргументами в пользу переработки концентратов являются сокращение количества материала, подлежащего автоклавному выщелачиванию, удаление в хвосты основной массы карбонатов и других взаимодействующих с кислотой минералов, возможность получения концентратов с достаточно высоким содержанием сульфидов, позволяющим проводить автоклавное окисление в экономичном автогенном режиме, уменьшение объемов пульпы, поступающей на последующие переделы (разделение жидкой и твердой фаз, фильтрация цианирование). Вместе с тем, сокращение объема автоклавной аппаратуры при переходе от выщелачиваний массы руды к выщелачиванию концентрата относительно невелико и не порционально

степени обогащения. Как показывают расчеты, поведение содержания сульфидов в концентрате выше уровня, обеспечив автогенность процесса, не дает существенного выигрыша в объеме автогенной аппаратуры, так как одновременно возрастает разбавление пульпы водсепаруемой в автоклав для поглощения избыточного тепла. Поэтому больше концентратов с содержанием сульфидов значительно выше уровня не рационально, так как это ведет лишь к дополнительным потерям золота при обогащении, не давая существенного снижения потребного Ш.Леина, автоклавной аппаратуры. Труднообогатимые руды, флотационное обогащение которых сопровождается значительными потерями золота с хвостами, целесообразно подвергать прямому автоклавному выщелачиванию.

1.4 Климатические условия.

Климат района расположения проектируемой фабрики - резко континентальный, со значительными амплитудами температур, малым количеством осадков и высокой испаряемостью.

Средняя годовая температура воздуха +14,3 °С.

Абсолютная максимальная температура наиболее жаркого месяца (июль) +47 °С. Абсолютная минимальная температура наиболее холодного месяца (январь) -2°С.

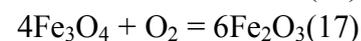
Среднее годовое количество осадков - 204 мм, в том числе жидких 186 мм.

Преобладающее направление ветров в зимнее время (январь) восточное, юго-восточное, южное (75 %) и в летнее время северо-западное, северное, северо-восточное (65 %). Максимальная из средних скоростей составляет январе 4,4 м/с, в июле 3,7 м/с.

1.5. Разновидность технологий переработки упорных углистых и глинистых руд.

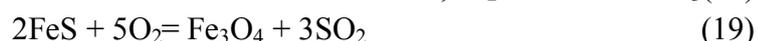
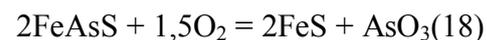
Для переработки углистых сульфидных руд применяются различные методы вскрытия флотационных концентратов: окислительный обжиг, автоклавное выщелачивание, бактериальное выщелачивание.

Окислительный обжиг в металлургии осуществляется с последующим цианированием огарка. Окисление пирита начинается при обжиге при температуре 450 - 500 °С. Процесс протекает с образованием в качестве промежуточного продукта пирротина, который окисляется до магнетита и далее до гематита по реакциям (15-17):



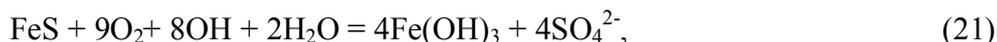
Практически установлено, что оптимальная температура обжига пирита колеблется в пределах +500 + 700 °С.

Интенсивное окисление арсенопирита начинается примерно и протекает с образованием в качестве промежуточных продуктов пирротина и магнетита по реакциям (18-20):



В настоящее время обжиг флотационных пиритно арсенопиритных концентратов применяют на многих золотоизвлекательных предприятиях. Как правило, исходные сульфидные концентраты содержат 8 - 11% серы, 40 - 60 г/т золота. Предварительное щелочное разложение сульфидных золотосодержащих концентратов. При аэрации в

щелочном растворе сульфиды железа окисляются с образованием гидроксида железа по реакции (21):



которая в отличие от гидроксида двухвалентного железане взаимодействует с цианидом.

Бактериальные методы, т. е. методы с применением микроорганизмов или продуктов их метаболизма, могут применяться при переработке золотосодержащих руд и концентратов, как для растворения (выщелачивания) самородного золота, так и для вскрытия тонковкрапленного золота из сульфидных минералов при их бактериальном окислении и выщелачивании.

Изучение основных факторов, регулирующих бактериальное выщелачивание золота из руд различных типов, показало, что этот метод является наиболее эффективным для извлечения золота из руд и песков с тонковкрапленным золотом и минералами пустой породы, представленными кварцем и полевыми шпатами.

Выщелачивание проводится культуральными растворами, содержащими аминокислоты и белки при pH 9 - 10 в присутствии перекиси натрия. В этих условиях за 120 - 240 часов извлечение золота достигает 70 - 82 %. Оптимальная концентрация аминокислот в выщелачивающем растворе составляет 3 - 5 г/л.

Эффективное растворение золота осуществляется продуктами метаболизма бактерий микроскопических плесневых грибов *Aspergillus niger* 119, белковыми экстрактами и гидролизатами, в которых содержатся в основном следующие золоторастворяющие аминокислоты: фенилаланин, аспарагин, глицин, гистидин, серин, аспарагиновая и метионин. Гидролиз белков и их экстракция осуществляются щелочными растворами (200 г/л NaOH). Применение белковых гидролизатов для выщелачивания золота крупностью менее 0,1 мм из кварц 19 карбонатых руд при трехстадийном выщелачивании в перколяторах при T:Ж = 1:2 в присутствии окислителя перманганата калия (4 г/л) в течении 50 часов позволяет извлечь до 72 % золота. Белковые гидролизаты могут успешно применяться при кучном выщелачивании золота из бедного сырья с тонковкрапленным золотом.

По сравнению с окислительным обжигом предварительное **автоклавное выщелачивание** обеспечивает более глубокое вскрытие золота из сульфидов. Это объясняется тем, что при автоклавном выщелачивании вскрываемое золото остается свободным, тогда как при окислительном обжиге оно частично покрывается пленками легкоплавких соединений. Поэтому извлечение золота при последующем цианировании автоклавных осадков выше (до 96 - 98 %), чем при цианировании огарков.

В течении последних двух-трех десятилетий неуклонно уменьшается доля золота, извлекаемого из простых в технологическом отношении золотых руд, успешная переработка которых возможна по традиционным методам. Одновременно возрастает доля золота, извлекаемого из таких руд, эффективная обработка которых требует значительно более сложных и развитых схем, включающих операции гравитационного обогащения, флотации, обжига, плавки, выщелачивания и т. д. Золотосодержащие руды и концентраты, 24 обработка которых в обычных условиях цианистого процесса не обеспечивает достаточно высокого извлечения золота или сопровождается повышенными затратами на отдельные технологические операции, называются упорными. Руды удовлетворительно обрабатываются цианистым процессом, если при этом:

- а) извлечение золота в раствор составляет не ниже 90 % при содержании золота в отвальных хвостах цианирования не свыше 0,5 - 1,0 г/т;
- б) достаточно измельчение руды перед цианированием до крупности 80-90% класса - 0,074 мм;
- в) высокое извлечение золота достигается при перемешивании цианистой пульпы в течении не более 24 ч;
- г) можно осадить золото из растворов стандартным способом цементацией цинковой пылью (степень осаждения не ниже 95 - 97 %);
- д) цианистые пульпы относительно легко сгущаются и фильтруются;
- е) расход цианида не превышает 0,5 - 1,0 кг на 1 т руды.

Этим требованиям обычно удовлетворяют кварцевые руды с небольшим содержанием сульфидных и окисленных соединений железа, золото в которых находится в свободном виде. Все остальные руды в той или иной степени упорны и требуют применения специальных методов переработки.

Сульфидная руда является высоко упорной вследствие тонкой вкрапленности золота в сульфидах. При измельчении этой руды золото вскрывается лишь в незначительной степени, поэтому извлечение золота при цианировании низкое.

Упорность золотосодержащих руд может быть вызвана различными причинами, зависящими в свою очередь от того, к какому из перечисленных выше типов относится данная руда. В соответствии с этим схемы переработки упорных руд отличаются большим разнообразием. Часто встречаются такие руды, упорность которых обусловлена не одной, а двумя или большим числом причин. В этом случае технологические схемы носят, как правило, комбинированный характер, позволяющий по возможности устранить все 25 причины недоизвлечения золота. В процессах извлечения золота из упорных руд большую роль играет флотационное обогащение.

Тонкая вкрапленность золота наиболее распространённая причина упорности золотых руд. Руды этого типа делят на две основные категории:

- а) золото ассоциировано с кварцем;
- б) золото ассоциировано с сульфидами.

В рудах первой категории крупность золота обычно такова, что тонкое или сверхтонкое измельчение обеспечивает достаточную степень вскрытия золота. Для руд второй категории обычно характерна значительно более тонкая вкрапленность золота, в пирите и арсенопирите. Такие руды, обогащают флотационным методом, извлекая в концентрат золотосодержащие сульфиды и мелкое свободное золото. Полученный флотоконцентрат перерабатывают различными методами. Часто вкрапленность золота в сульфидах настолько мелка, что даже сверхтонкое измельчение материала не позволяет достичь необходимой степени вскрытия.

2. Технологическая часть.

2.1 Требования к качеству сырья и готовой продукции.

Исходная руда в цех дробления подается железнодорожным транспортом с карьера в соответствии с месячным планом горных работ.

Настоящие технические условия распространяются на горную массу, предназначенную

для подачи на золотоизвлекательную фабрику.

Рудная горная масса характеризуется следующими параметрами:

—средняя массовая доля золота в руде $2,4 \times 10^{-6}$ % плотность руды 2700 кг/м^3 ;

—насыпная плотность не менее 1800 кг/м^3 ;

—размер куска не должен превышать 900 мм в любом измерении;

—не допускается погрузка с горной массой посторонних предметов (металла, шпал, тросов и т.д.).

После обогащения на золотоизвлекательной фабрике получаютнасыщенную ионообменную смолу.

2.2 Характеристика и химический состав исходного сырья.

Содержание золота колеблется от $1,0$ до 60 г/т и в среднем составляет $2,0-6,0 \text{ г/т}$. По минеральному составу руды Марджанбулакского месторождения весьма разнообразны и насчитывают около 60 минералов. Они представляют собой окварцованные глинистые и углисто-глинистые сланцы, песчаники с кварцевыми жилами и прожилками различной мощности. Содержание сульфидов в рудах варьирует от $0,5$ до $8,0\%$.

Исходным сырьем являются флота концентрат полученные при обогащении упорных углистых и глинистых руд месторождений Марджанбулак с содержанием золота от 20 до 45 г/т , плотность $3,13 - 3,4 \text{ т/м}^3$, влажностью $11- 13 \%$. На операцию автоклавное окисление поступает сгущенный концентрат прошедший стадию флотации, применяемая для упорных руд следующего состава $\text{Au} - 45 \text{ г/т}$, $\text{Ag} - 7,4 \text{ г/т}$ остальных основных минералов в % по массе: $\text{FeS}_2 - 12,85$; $\text{FeAsS} - 4,1$; $\text{SiO}_2 - 62,00$; $\text{Al}_2\text{O}_3 - 16,0$; $\text{MgO} - 1,1$; $\text{CaO} - 2,1$; $\text{CuO} - 0,3$; $\text{ZnO} - 0,024$; $\text{PbO} - 0,3$; $\text{O} - 0,03$.

Самородное золото золото-полисульфидной минеральной ассоциации светло-желтого, зеленовато-желтого и золотистого цветов наблюдается в виде выделений размером $0,00n-4,0 \text{ мм}$ (в среднем $0,1-1,0 \text{ мм}$) в сростании с бурнонитом, блеклой рудой, галенитом и сфалеритом, цементирует и замещает раздробленные зерна арсенопирита.

2.3 Выбор и обоснование технологической схемы переработки флотационных концентратов.

Выбор качественной схемы зависит от химического состава, рационального состава, минерального состава, крупности и характера вкрапленности минералов, соединения ценных компонентов в самой руде, требования к качеству продуктов, комплексности переработки, рентабельности, экономичности. Руда является труднообогатимой, что обусловлено;тесной ассоциацией золота с сульфидами (пиритом и арсенопиритом), что требует более тонкого измельчения и применения специальных методов переработки;разнообразием форм и размеров золота.

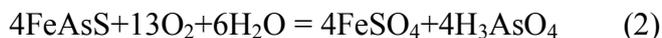
Получение кондиционного золотосодержащего концентрата из перерабатываемой руды сопряжено с определенными трудностями. Обусловлено это вещественным составом и некоторыми свойствами данной руды: весьма тонкая вкрапленность золота в сульфидах, большое разнообразие минералов и соединений и высокое требование к содержанию кремния. Это предопределяет необходимость перечистки концентрата.

Среди гидрометаллургических технологий наибольшее развитие получили методы автоклавного и бактериального вскрытия с последующим цианированием твердых остатков.

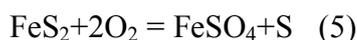
Сущность автоклавного метода вскрытия упорного золота заключают к в окислении

золотосодержащих сульфидных концентратов в водной среде под действием кислорода при повышенных температурах. Ассоциированное с сульфидами субмикроскопическое и твердорастворное золото освобождается и делается доступным выщелачиванию цианистым раствором.

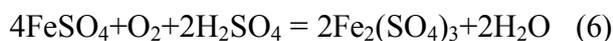
Автоклавное окисление арсенопирита и пирита (как и большинства других сульфидов тяжелых металлов) в кислой среде может идти по двум параллельным и конкурирующим реакциям, одна из которых заключается в окислении сульфидной серы до сульфат-иона реакции(2-5):



а другая до элементарной серы:



Сульфат железа (II), образующийся по реакциям (2)-(5), окисляется до сульфата железа (III) реакция(6):



В присутствии иона Fe^{3+} и мышьяковой кислоты из раствора осаждается арсенат железа $\text{FeAsO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$, являющийся аналогом природного минерала скородита, реакция (7):

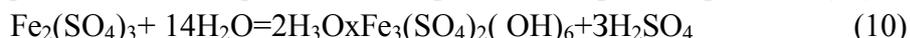


Степень осаждения мышьяка зависит от кислотности раствора, концентрации железа и мышьяка, температуры и других факторов.

При повышенных температурах ионы Fe^{3+} гидролизуют с образованием гематита при низкой кислотности и основного сульфата при высокой на реакции(8 и 9):

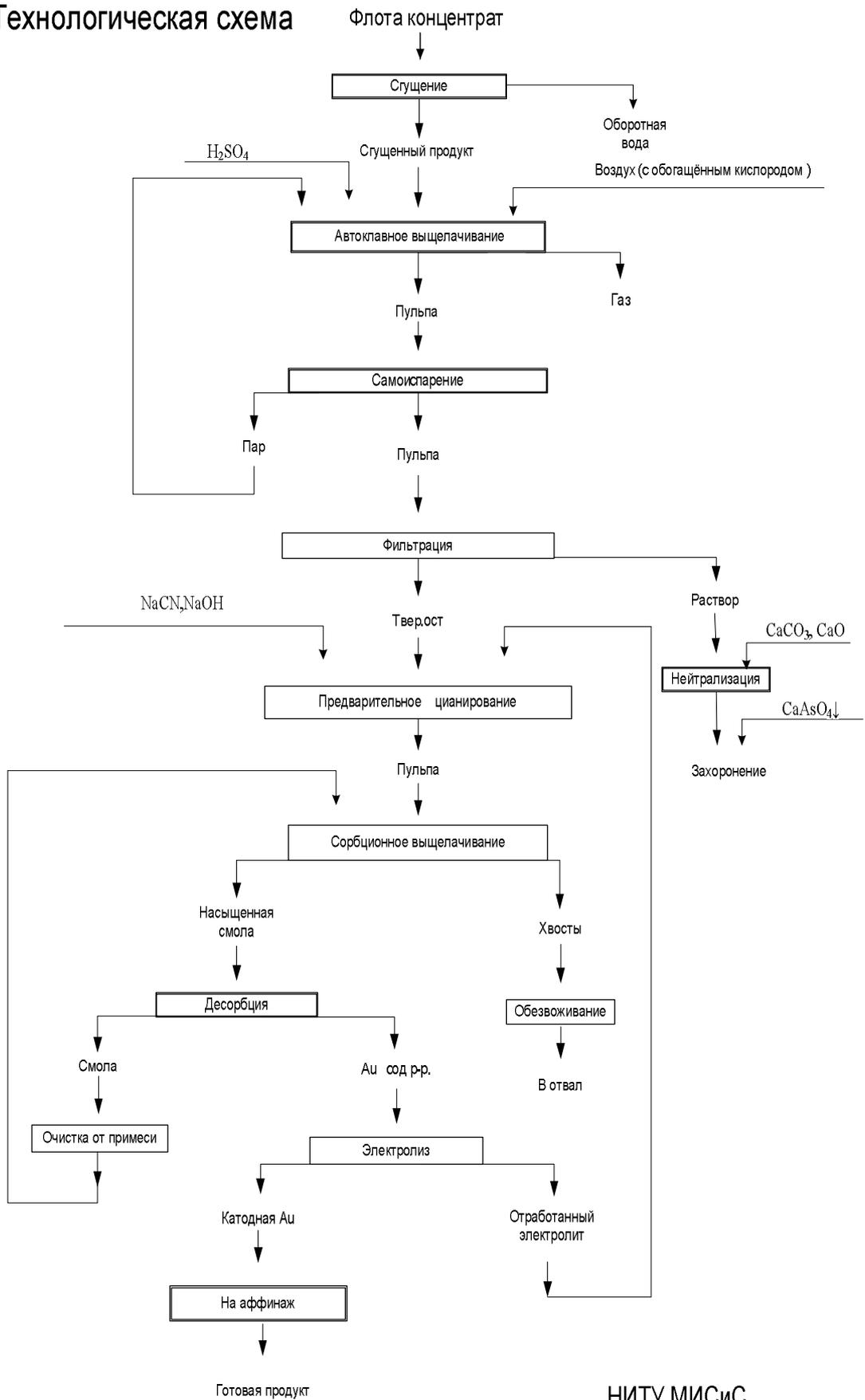


При более низких температурах возможно образование гидрониевого ярозита, реакция (10):



Для последующего цианирования нерастворимого остатка наиболее предпочтительной формой осаждения является гематит. Верхний предел концентрации серной кислоты, при которой происходит образование Fe_2O_3 составляет 55 г/л при 170°C и 70 г/л при 200°C.

Технологическая схема



НИТУ МИСиС
Институт «ЭКОТЕХ»
Ст.магистр гр.ММЦ-09-1
Вохидов Б.Р.

2.4. Описание предлагаемой технологической схемы.

Схема цепи аппаратов по автоклавное выщелачивание концентратов включает в себя следующие узлы:

- Основной флотация;
- контрольная флотация;
- подготовка концентрата к автоклавное выщелачивание (сгущение);
- автоклавное выщелачивание;
- самоиспарение;
- фильтрация;
- предварительное цианирование;
- сорбционное выщелачивание;
- десорбция;
- электролиз;
- аффинаж;

Флотация углистых веществ дает возможность иногда получать отвальный по содержанию золота пенный продукт (угольный концентрат). Извлечение графита в концентрат при этом составляет 95.9%. Незначительная часть углерода остается в хвостах флотации, не мешающий в условия последующего цианирования руды. Поэтому мы старались добиться более полного извлечения в концентрат углистого вещества, применяя для этой цели соответствующий пенообразователь, например сосновое масло. В качестве коллектора обычно используется керосин, расход которого в зависимости от характера обрабатываемой руды составляет 0,2-2,5 кг/т. В этих условиях, естественно, не удается получить обеззолоченный концентрат. С углистыми минералами в концентрат при флотации переходят золота составляет 0,02 %. Что это не вызывает необходимость металлургической переработки концентрата на золото.

Для сгущения золотосодержащей пульпы создается среда с $pH=10,5-11,2$ pH среды создается гашеной известью. С целью увеличения скорости осаждения тонких частиц и повышения плотности осадка в процесс подается 0,04-0,075%-ный раствор полиакриламида, приготавливаемый на узле растворения ПАА. Для создания необходимой в дальнейшем переделе щёлочности среды и получения осветлённой воды в сливах сгустителей в процесс подается известковое молоко. Сгущенный продукт поступает на автоклавное выщелачивание.

При содержании сульфидной серы менее 6% автогенный режим, может быть, достигнут только при условии регенерации тепла выщелоченной пульпы. С этой целью пульпу перед поступлением ее в автоклав подогревают, используя для этого пар самоиспарителей. Для руд, содержащих менее 3% сульфидной серы, автогенный режим выщелачивания невозможен даже при регенерации тепла выщелоченной пульпы. В этом случае приходится прибегать к дополнительному подводу тепла с острым паром, подаваемым в каждое отделение автоклава.

Автоклавное вскрытие применяются для переработки, как флотационных концентратов, так и непосредственно руд. Безусловными аргументами в пользу переработки концентратов являются сокращение количества материала, подлежащего автоклавному выщелачиванию, удаление в хвосты основной массы карбонатов и других взаимодействующих с кислотой минералов, возможность получения концентратов с достаточно высоким содержанием сульфидов, позволяющим проводить автоклавное окисление в экономичном автогенном режиме, уменьшение объемов пульпы, поступающей на последующие переделы (разделение жидкой и твердой фаз, фильтрация цианирование). Вместе с тем, сокращение объема автоклавной аппаратуры при переходе от выщелачиванием массы руды к выщелачиванию концентрата относительно невелико и не порционально степени обогащения. Как

показывают расчеты, поведение содержания сульфидов в концентрате выше уровня, обеспечив автогенность процесса, не дает существенного выигрыша в объеме автогенной аппаратуры, так как одновременно возрастает разбавление пульпы водсепеподаваемой в автоклав для поглощения избыточного тепла. Поэтому больше концентратов с содержанием сульфидов значительно выше уровня не рационально, так как это ведет лишь к дополнительным потерям золота при обогащении, не давая существенного снижения потребного Ш.Леина, автоклавной аппаратуры. Труднообогатимые руды, флотационное обогащение которых сопровождается значительными потерями золота с хвостами, целесообразно подвергать прямому автоклавному выщелачиванию.

Самоиспарители представляют собой сосуды высокого давления, снабженные специальными устройствами. Каждый самоиспаритель в батарее, начиная с первого, в который поступает пульпа из последнего автоклава, работает при давлении и температуре более низких, чем предыдущий. Батарея самоиспарителей выполняет две функции:

а) снижает давление и температуру пульпы до обычных (1 атм, 95-100°C) значений с тем, чтобы можно было продолжать дальнейшую обработку пульпы в открытых сосудах;

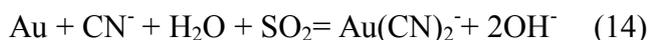
б) возвращает (рекуперировывает) энергию, затраченную на нагревание пульпы в автоклавы.

В настоящее время циркуляция тепла на переделе выщелачивания усовершенствована настолько, что до 80% затраченного тепла возвращается в систему, и только около 20% тепла, используемого при выщелачивании, вводится от источника теплоснабжения. Нагрев осуществляется обычно паром, поставляемым паровой котельной (реже нагрев осуществляется каким-либо высокотемпературным органическим теплоносителем Вот).

Самоиспаритель представляет собой сосуд высокого давления, в который пульпа поступает через специальный автоматический игольчатый регулятор, изготовленный из абразийностойких металлов. В самоиспарителе поддерживается давление ниже давления пульпы на его входе. Сечение отверстия регулятора подбирается таким, чтобы давление в батарее выщелачивания не упало ниже заданной величины. Выходя из регулятора с большой скоростью в пространство с давлением, ниже давления кипения, раствор пульпы вскипает и частично разбрызгивается. В результате этого происходит сильное пароотделение. При этом пар собирается в верхней части самоиспарителя, а пульпа в нижней. Для улавливания брызг, которые могут увлечься паром и загрязнить его, ставятся специальные пластины,

Жалюзи брызгоулавливатели. Система отделения пара от жидкости называется сепаратором.

При цианировании мелкие частицы золота переходят в раствор, в виде комплекса $Au(CN)_2^-$, химизм описывается уравнением (14):



При переработке золото кварцевых и сульфидных руд целесообразно применять цианирование перемешиванием. В основном применяют чаны с пневматическим перемешиванием. Концентрация цианистого натрия составляет 0,02-0,04 %, CaO 0,01-0,02 %. Для улучшения показателей процесса цианирования и сорбции эти оба процесса совмещают и такой процесс называется сорбционное выщелачивание.

Применение сорбционного цианирования позволяет устранить из технологической схемы громоздкую и дорогостоящую операцию фильтрования, обеспечивает высокое извлечение мелкого золота, за счет введения смолы в пульпу, в результате чего резко снижается концентрация золота в растворе. В результате, получают насыщенный золотом смола и отвальные хвосты с низким остаточным содержанием по ценным компонентам.

Далее проводится операция регенерации смолы с целью повторного его использования и отделения золота. Затем золотосодержащий раствор направляется на операцию электролиз. Процесс электролиза является наиболее совершенным методом осаждения золота, обеспечивая получение продукции с высоким содержанием золота и серебра и уменьшает расход реагентов. Катодный осадок отправляется на аффинаж.

3. Metallurgical calculations.

3.1. Calculation of material balance by main component.

Баланс отражает структуру и соотношение статей по введенным и полученным в результате процесса материалам. Данные материального баланса необходимы для расчетов балансов процессов, выбора оборудования, энергетических установок, экологических объектов, вспомогательных служб и цехов. Все технологические расчеты, приведенные в проекте, приведены на одни средние сутки для удобства расчета технологических и экономических показателей.

Расчет материального баланса по основному компоненту золоту ведется по технологической схеме (рисунок-1). Для расчета баланса составляется система уравнений включающая: уравнения баланса, уравнения распределения и уравнения заданных потоков.

—Уравнение баланса. Этот тип уравнений определяет баланс для каждого металлургического процесса и вспомогательной операции. Число уравнений этого типа, будет равно столько, сколько металлургических процессов и вспомогательных операций присутствуют в технологической схеме.

—Уравнения распределения металла. Уравнения этого типа задают распределение металла между выходящими потоками.

—Уравнения заданных потоков. Уравнения позволяют определить абсолютные величины потоков.

3.1.1 Formulation of balance equation

Число уравнений баланса должно быть равно количеству процессов технологической схемы. В данном случае число процессов равно $N=15$.

Уравнение баланса

$$X_1 = X_2;$$

$$X_2 = X_3;$$

$$X_4 = X_5 + X_6;$$

$$X_5 + X_{14} = X_7;$$

$$X_7 + X_{12} = X_8 + X_9;$$

$$X_8 = X_{10} + X_{11};$$

$$X_{11} = X_{13} + X_{14};$$

Где : X_1 - количество золота в флота концентрате, т;
 X_2 - количество золота в продукте сгущение, т;
 X_3 - количество золота после автоклавные выщелачивание, т;
 X_4 - количество золота в после самоизпарение, т;
 X_5 - количество золота в осадке после фильтрации, т;
 X_6 - количества золота в растворе после фильтрации, т;
 X_7 - количество золота в пульпе после предварительное цианирование, т
 X_8 - количество золота в насыщенной смоле после сорбционное выщелачивание, т;
 X_9 - количество золота в хвосте после сорбционное выщелачивание, т;
 X_{10} - количество золота в смоле после десорбции, т;
 X_{11} - количество золота в Au содержащим растворе после десорбции, т;
 X_{12} - количество золота в смоле после очистка от примеси, т;
 X_{13} - количество золота в катодном осадке после электролиз, т;
 X_{14} - количество золота в отработанном электролите после электролиз, т;
 X_{15} - количество золота в готовом продукте, т.

3.1.2 Составление уравнений распределения

Уравнения распределения записываются в виде извлечения. Для каждого потока, выходящего из соответствующего процесса данной технологической схемы принимаем следующие значения %.

- Сгущения:
 В сгущенный продукт - 100; в воде - 0;
- Автоклавные выщелачивание:
 В пульпе 100;
- Самоиспарение :
 В пульпе 100;
- Фильтрация:
 В твердом остатке 95 ;
- Предварительная цианирования :
 В пульпе 98;
- Сорбционное выщелачивание :
 В смолу насыщенную - 98; в пульпу – 2;
- Десорбция;
 В Au содержащим растворе 97; в смоле-3;
- Электролиз;
 В катодном осадке 98; в отработанным электролите -2
- Аффинаж;
 В готовом продукте 100.

3.1.3 Уравнения распределения металла

$$\begin{aligned}
X_3 &= X_4; \\
X_5 &= X_4 \times 0,95; \\
X_8 &= X_7 \times 0,97 + X_{12} \times 0,97; \\
X_{10} &= X_8 \times 0,03; \\
X_{10} &= X_{12}; \\
X_{13} &= X_{11} \times 0,98; \\
X_{13} &= X_{15};
\end{aligned}$$

Уравнения заданных потоков

$$X_1 = 45 \text{ г/т};$$

3.1.4 Уравнения заданных потоков

$$\begin{aligned}
X_1 &= 45,00 \\
X_2 &= 45,00 \\
X_3 &= 45,00 \\
X_4 &= 45,00 \\
X_5 &= 42,75 \\
X_6 &= 2,25 \\
X_7 &= 41,9 \\
X_{12} &= 1,2317 \\
X_8 &= 41,057 \\
X_9 &= 0,843 \\
X_{10} &= 1,2317 \\
X_{11} &= 39,825 \\
X_{13} &= 39,028 \\
X_{14} &= 0,796 \\
X_{15} &= 39,028
\end{aligned}$$

3.1.5 Составление уравнений баланса серебра.

Число уравнений баланса должно быть равно количеству процессов технологической схемы. В данном случае число процессов равно 15.

Уравнение баланса для Ag.

$$\begin{aligned}
X_1 &= X_2; \\
X_2 &= X_3; \\
X_4 &= X_5 + X_6; \\
X_5 + X_{14} &= X_7; \\
X_7 + X_{12} &= X_8 + X_9; \\
X_8 &= X_{10} + X_{11}; \\
X_{11} &= X_{13} + X_{14};
\end{aligned}$$

Уравнения распределения металла

$$\begin{aligned}
X_3 &= X_4; \\
X_5 &= X_4 \times 0,95; \\
X_8 &= X_7 \times 0,97 + X_{12} \times 0,97; \\
X_{10} &= X_8 \times 0,03; \\
X_{10} &= X_{12}; \\
X_{13} &= X_{11} \times 0,98; \\
X_{13} &= X_{15};
\end{aligned}$$

Уравнения заданных потоков

$$N_3 = 1$$

$$X_1 = 7,4 \text{ г/т Ag.}$$

Уравнения заданных потоков

$$\begin{aligned}
X_1 &= 7,4 \\
X_2 &= 7,4 \\
X_3 &= 7,4 \\
X_4 &= 7,4 \\
X_5 &= 7,030 \\
X_6 &= 0,370 \\
X_{14} &= 0,138 \\
X_7 &= 7,1689 \\
X_{12} &= 0,214 \\
X_8 &= 7,1623 \\
X_9 &= 0,2215 \\
X_{10} &= 0,2148 \\
X_{11} &= 6,9474 \\
X_{13} &= 6,8084 \\
X_{15} &= 6,8084
\end{aligned}$$

3.2 Выбор и расчет полного материального баланса

3.2.1 Расчет материального баланса процесс автоклавное окисление

На операцию автоклавное окисление поступает сгущенный концентрат прошедший стадию флотации, применяемая для упорных руд следующего состава Au - 45 г/т, Ag - 7,4 г/т и остальных основных минералов в % по массе:

При автоклавном вскрытии упорных руд и концентратов золотосодержащий сульфиды должны быть полностью окислены до сульфат-Иона, Стехиометрический веский расход кислорода колеблется от 30-60 м³ на 1 т твердого прируд до 300-500 м³ на 1 т при выщелачивании концентратов. Фактически расход технологического кислорода зависит также от степени его использования и может существенно превышать эти величины.

Автоклавное вскрытие проводят в четырехсекционный горизонтальный автоклав, футерованный кирпичом и свинцом, автоклавах полезной емкостью h= 130 м³ каждый. Внутреннее пространство автоклава разделено перегородками на 4 секции, каждая секция снабжена мешалкой мощностью

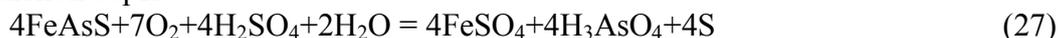
40-45 кВт. Выщелачивание ведут при температуре 450 К и общем давлении в автоклаве 2,2 МПа. Кислород подают в каждую секцию. Продолжительность пребывания пульпы в автоклаве около 60 мин. Для регулирования температуры предусмотрена подача воды или пара в каждую секцию. Кислотность конечной пульпы 10-20 г/л H₂SO₄; для обеспечения степени окисления сульфидов не меньше 95 % окислительно-восстановительный потенциал пульпы должен быть не менее 450 мВ. Параметрами, влияющими на эффективность окисления, являются температура, давление, скорость подачи кислорода и плотность пульпы.

На цианирование поступает 95 % золота и 90 % серебра, все остальные минералы переходят полностью окисляясь при стадии автоклавное окисление. При автоклавное окисление идет полное растворение FeS₂ и FeAsS в сернокислом растворе.

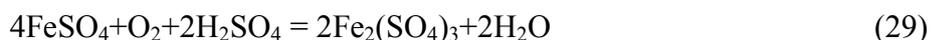
Автоклавное окисление арсенопирита и пирита (как и большинства других сульфидов тяжелых металлов) в кислой среде может идти по двум параллельным и конкурирующим реакциям, одна из которых заключается в окислении сульфидной серы до сульфат-иона по реакции (25-28):



а вторая до элементарной серы:



Сульфат железа (II), образующийся по реакциям (25)-(28), окисляется до сульфата железа (III) по реакции (29):



Расчет расхода компонентов проводится с учетом молекулярных масс каждого вещества, входящих в уравнение реакции и представлены в таблице (1).

Расход O₂ по реакциям составляет:

- по реакции (25) – 6,44 кг;
- по реакции (26) – 37,8 кг;
- по реакции (27) – 3,47 кг;
- по реакции (28) – 10,8 кг;
- по реакции (29) – 5,04 кг.

Расход H₂SO₄ по реакциям составляет:

- по реакции (27) – 6,0724 кг;
- по реакции (29) – 30,87 кг;

Образуется FeSO₄ по реакциям:

- по реакции (25) – 9,41 кг;
- по реакции (26) – 51,3 кг;
- по реакции (27) – 9,41 кг;
- по реакции (28) – 25,65 кг

В том числе по реакциям образуются следующие вещества:

- по реакции (25) и (27) - H₃AsO₄ – 17,58 кг;
- по реакции (26) - H₂SO₄ – 33,05 кг;
- по реакции (27) - S – 1,98 кг;
- по реакции (28) - S – 5,4 кг;
- по реакции (29) - 2Fe₂(SO₄)₃ – 95,77 кг.

Суммарный расход O_2 составил 0,06355т на 100 тонн концентрата или 63,55 кг/т концентрата. Принимаем 10 % на дополнительные потери O_2 : $0,006355 + 0,06355 = 0,069905$ т или 69,9905 кг/т.

Суммарный расход H_2SO_4 составил 0,03694т на 100 тонн концентрата или 36,94 кг/тконцентрата. При выщелачивание Ж:Т составляет по массе 1,5:1 следовательно, на 100 тонн руды загружается 150 т (м). Кислотность конечной пульпы 10-20 г/л H_2SO_4 или (200г/м³). Всего загружается H_2SO_4 $0,2 \times 150 = 30$ кг = 0,03 т. При расходе H_2SO_4 0,03 т остаточное количество H_2SO_4 будет $0,03694 - 0,03 = 0,00694$ т, что соответствует концентрации раствора $(0,00694 \times 1000):150 = 0,046$ кг/м(46 г/м³ - 0,046%).

Таблица 1-Материальный баланс процесса автоклавное окисление арсенопирита

Приход		Расход	
Вещество	Масса, т	Вещество	Масса, т
O_2	3,9600	H_3AsO_4	8,79
H_2O	0,5576		
H_2SO_4	9,1024	$Fe_2(SO_4)_3$	12,38
FeAsS	10,1000	S	1,98
Итого	23,7200		23,72

Материальный баланс для автоклавное окисление пирита представлена в таблице 2 для реакции (26).

Таблица 2-Материальный баланс процесса автоклавное окисление пирита

Приход		Расход	
Вещество	Масса, т	Вещество	Масса, т
O_2	40,5000	$Fe_2(SO_4)_3$	67,500
H_2O	3,0375		
FeS_2	40,5000	H_2SO_4	16,5375
Итого	84,0375	Итого	84,0375

3.2.2 Материальный баланс процесса цианирования.

На стадии цианирования предполагается использование по 6 пачуков на каждой цепочки предварительного цианирования подсчитанных ранее.

С учетом того что золота на цианирование поступает 95 %, то его количество составляет 41 г/т. Серебра поступает 90 %, то его количество составляет 6,66 г/т. Все остальные вещества переходят со стадии автоклавное окисление о чем говорилось ранее. Химический и рациональный состав руды, поступающей на стадию цианирования.

Таблица 3 - Химический и рациональный состав руды, поступающей на стадию выщелачивания, %

Элемент соединений	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Mg O	CaO	Fe	As	Cu	Zn	Pb	S _{общ}	O ₂	Прочие	Всего
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12		13
SiO ₂	62,0												62,0
Al ₂ O ₃		16,0											16,0
MgO			1,1										1,1
CaO				2,1									2,1
FeS ₂					6					6,85			12,85
FeAsS					1,4	1,8				0,8			4,1
Cu ₂ O							0,027				0,003		0,030
ZnO								0,019			0,005		0,024
PbO									0,019		0,006		0,030
Прочие												1,766	1,766
Всего	62,0	16,0	1,1	2,1	7,4	1,8	0,027	0,019	0,019	7,65	0,033	1,766	100,00

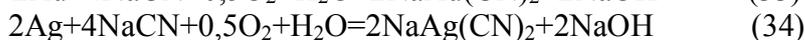
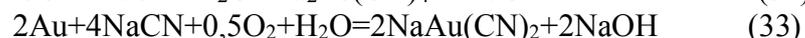
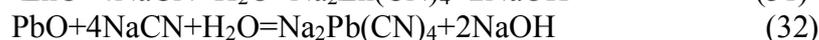
При расчете принято что такие соединения как пирит (FeS₂) , арсенопирит (FeAsS) и халькопирит (CuFeS₂) в неокисленном состоянии не растворяются в цианиде (NaCN).

Остальные же вещества растворяются в следующих отношениях, %:

Cu₂O - 10, ZnO - 10, NiO - 5. То есть на выщелачивание поступает, т:

Cu₂O - 0,003, ZnO - 0,0024, NiO - 0,0015.

3.2.2.1 Процессы растворения протекают по следующим реакциям (30-34):



Расход NaCN по реакциям составляет:

- по реакции (30) - 0,062 т;
- по реакции (31) - 0,0058 т;
- по реакции (32) - 0,0039 т;
- по реакции (33) - 0,0020 т;
- по реакции (34) - 0,001 т.

Образуется NaOH по реакциям:

- по реакции (30) - 0,017 т;
- по реакции (31) - 0,0025 т;
- по реакции (32) - 0,0016 т;
- по реакции (33) - 0,001 т;
- по реакции (34) - 0,00025 т.

В том числе по реакциям образуются следующие вещества:

- по реакции (30) - $2\text{Na}_2\text{Cu}(\text{CN})_3$ - 0,079 т;
- по реакции (31) - $\text{Na}_2\text{Zn}(\text{CN})_4$ - 0,0064 т;
- по реакции (32) - $\text{Na}_2\text{Ni}(\text{CN})_4$ - 0,0042 т;
- по реакции (33) - $2\text{NaAu}(\text{CN})_2$ - 0,0056 т;
- по реакции (34) - $2\text{NaAg}(\text{CN})_2$ - 0,0011 т.

Суммарный расход NaCN составил 0,018 на 100 тонн руды или 0,18 кг/т руды. Принимаем 10 % на дополнительные потери NaCN (гидролиз, химическое разложение): $0,018 + 0,18 \times 0,1 = 0,02$ т или 0,2 кг/т.

При выщелачивание Ж:Т составляет по массе 1,5:1, следовательно, на 100 тонн руды загружается 150 т (м) цианистого раствора с концентрацией NaCN 0,02 % (200 г/м^3). Всего загружается NaCN $0,2 \times 150 = 30 \text{ кг} = 0,03 \text{ т}$. При расходе NaCN 0,02 т остаточное количество NaCN будет $0,03 - 0,02 = 0,01 \text{ т}$,

что соответствует концентрации раствора $(0,01 \times 1000):150 = 0,067 \text{ кг/м}$

($67 \text{ г/м}^3 - 0,067 \%$).

Расход чистого оксида кальция CaO на реакции взаимодействия с кислотами, сульфатами, карбонатами, глиноземом, углекислотой воздуха при аэрации пульпы и др. принимаем 2,0 кг/т руды или на 100 т/руды 200кг или 0,2 т.

При использовании технической извести, содержащей 80 % CaO, расход ее составит $2,0:0,80 = 2,5 \text{ кг/т}$ или на 100 тонн руды 250 кг = 0,25 т. При загрузке известного молока с содержанием 10 % CaO его потребуется $(0,25 \times 100):10 = 2,5 \text{ т}$ или $2,50:1,08 = 2,315 \text{ м}^3$, где $1,08 \text{ т/м}^3$ - плотность 10 % -ного раствора CaO. Начальная и конечная концентрация защитной щелочи в растворе принята $0,02 \text{ CaO} (200 \text{ г/м})$ или на 100 тонн руды $0,2 \times 150 = 30,0 \text{ кг} = 0,03 \text{ т}$. Материальные балансы процесса выщелачивания руды цианистым раствором при отношении Ж:Т = 1,5:1 приведены в таблице 4.

Таблица 4– Состав раствора после выщелачивания 100 т руды при отношении Ж:Т = 1,5:1

Соединение	Количество, т	Концентрация, г/м ³	Концентрация металла, г/м ³
NaCN	0,0100	67	-
CaO (100 %)	0,0300	200	-
NaOH	0,0066	44	-
NaAu(CN) ₂	0,0056	37,73	27,32
NaAg(CN) ₂	0,0011	7,53	4,44
Na ₂ Cu(CN) ₃	0,0079	52,70	17,94
Na ₂ Zn(CN) ₄	0,0064	42,70	12,91
Na ₂ Pb(CN) ₄	0,0042	28	7,88
Всего	0,0700	-	-

Таблица 5–Материальный баланс процесса выщелачивания руды цианистым раствором при отношении Ж:Т = 1,5:1

Продукты и соединения	Количество, т	Продукты и соединения	Количество, т
1	2	3	4
Концентрат, в том числе:	100	Концентрат, в том числе:	99,99
Cu ₂ O	0,030	Cu ₂ O	0,0270
ZnO	0,024	ZnO	0,0220
PbO	0,030	PbO	0,0290
Известковое молоко 10 % CaO (80 %)	2,5	Известь 80 %	0,2500
Цианистый раствор, в том числе:	150	Цианистый раствор, в том числе:	152,5000
NaCN	0,03	NaCN	0,0100
CaO	0,03	CaO	0,0300
		NaAu(CN) ₂	0,0056
		Na ₂ Cu(CN) ₃	0,0079
		Na ₂ Zn(CN) ₄	0,0064
		Na ₂ Pb(CN) ₄	0,0042
		NaOH	0,0066
Всего	252,6	Всего	252,6000

3.2.3 Материальный баланс процесса сорбции.

Сорбционное выщелачивание с загрузкой в пульпу сорбента в течение 8 - 12 ч, в течение которых протекает дорастворение золота из руды с одновременной сорбцией ионитом растворенного золота, серебра и других компонентов.

Таблица 6–Количество сортируемых анионитом компонентов раствора при сорбционном выщелачивании рудной пульпы.

Компонент	Количество, г/ч
1	2
Au	4100
Ag	335,52

Cu	403,65
Zn	387,30
Ni	236,40
CN ⁻	1500
Всего	6962,87

В качестве сорбента используется анионит макропористой структуры АМ - 2Б - 10П, применяемый в промышленной практике. Начальная концентрация золота по данным ранее расчетам составляет 27.32 г/м, а конечная концентрация составляет 0,02 г/м . При этом количество анионита в потоке составляет 251 кг/ч. Результат расчета сорбции приведен. Материальный баланс сорбции представлен в таблице (7).

Таблица 7 - Материальный баланс сорбционного выщелачивания руды.

Продукт	Количество продукта, т/ч	Au, г/ч	Ag, г/ч
1	2	3	4
Поступает:			
Концентрат	100	4500	740
Цианистый раствор	150	-	-
Оборотный цианистый раствор	0,43	11,12	2,52
Известковое молоко 10 %	2,50		
Промвода шламовая	0,45	-	
Нейтральный раствор регенерации	9,45		
Анионит единовременной загрузки	60		
Анионит отрегенированный	0,25		
Свежий анионит	0,01	-	-
Всего	323,10	4511,12	742,52
Выходит:			
Концентрат	100	400	74
Цианистый раствор	152,50	15,50	36
Растворы	10,34		

регенерации			
Анионит единовременной загрузки	60		
Анионит насыщенный	0,25	3280	360
Потери с анионитом	0,01	5,62	12,52
Всего	323,100	4511,12	742,25

3.3 Выбор и расчет основного технологического оборудования.

3.3.1 Выбор и расчёт классифицирующего оборудования.

Для получения требуемого тонкого слива проектом принимается в первой стадии измельчения спиральный классификатор с недогруженной спиралью. Спиральные классификаторы по сравнению с гидроциклонами расходуют меньше электроэнергии, могут классифицировать более крупный материал и имеют более длительные межремонтные периоды. Во второй стадии измельчения проектом принимается гидроциклон. Это объясняется тем, что при мелком материале, разгружаемом мельницей второй стадии, износ насосов и гидроциклонов и возможность забивки насадка гидроциклона значительно меньше, чем при крупном материале, выходящем из мельницы первой стадии измельчения. Расчет ведётся на два двухспиральных классификатора, так как проектом принята установка двух мельниц в первой стадии измельчения. Исходные данные для расчета гидроциклонов представлены в таблице.

Таблица 8 - Исходные данные для расчёта гидроциклонов

	Y, %	Q	R	Pт, %	W	
Слив	42	204,5	2,3	29,7	470,4	546,1
Пески	68	286,3	0,3	71,6	220	191,9
Исходная	100	492,8	0,4	1,2	492,4	738

Рабочий напор пульпы на входе в гидроциклон составляет в среднем 0,1 МПа техническая характеристика гидроциклонов ГЦ-360= 90 мм по данным;
d = 115 мм ;du= 34 - 96 мм;

Проектом принимается для установки гидроциклон ГЦ-350 в количестве 12 штук (10 рабочих и 2 резервных гидроциклона) с размерами насадок: питающей d = 90 мм; сливной d= 115 мм и Песковкой d = 75 мм.

3.3.2 Выбор и расчет оборудования сгущения.

С целью увеличения скорости осаждения тонких частиц и повышения плотности осадка в процесс подаётся 0,04-0,075%-ный раствор полиакриламида, приготавливаемый на узле растворения ПАА. Для создания необходимой в дальнейшем переделе щёлочности среды и получения осветлённой воды в сливах сгустителей в процесс подается известковое молоко. Реагентное отделение предназначено для складирования и транспортировки реагентов потребителям: NaCN, H₂SO₄, NaOH, HCl, HNO₃, NH₄OH, ПАА, Ca(OH)₂. Основное оборудование узла приготовления известкового молока: известгаситель АИ-1.8, мельница СМ603А.

При удельной производительности q и площади сгущения S число сгустителей определяется по формулам (12-13);

$$S = Q:q \quad (12)$$

$$n = S:S_{CT} \quad (13)$$

где Q - производительность по твердому в сутки;

S - общая площадь сгущения, м²;

n- площадь зеркала сгустителя, м².

Для руд месторождения Марджанбулак удельная производительность на единицу площади сгущения равна: $q = 2,4 \text{ т}/(\text{м}^2\text{-сут})$.

I, IV сгущение:равна (12):

$$Q = 154 \times 24 = 3696 \text{ т/сут}$$

$$S = 3696 : 2.4 = 1540 \text{ м}^2 (12)$$

Рассчитываем число сгустителей с центральным приводом для Ц 50 равен (13):

$$n = 1540 : 1962 = 0,79 \quad (13)$$

II, III сгущение (12):

$$Q = 30,7 \times 24 = 736,8 \text{ т/сут}$$

$$S = 736,8 : 2.4 = 307 \text{ м}^2 \quad (12)$$

Рассчитываем число сгустителей с центральным приводом для Ц 25:

$$n = 307,8 : 490 = 0,62 \quad (13)$$

Принимаем к проектированию сгустителя Ц 50 - 2 шт., Ц 25 - 2 шт.

3.3.3 Выбор и расчет основного оборудования.

3.3.3.1 Принцип работа горизонтальных автоклавов.

При автоклавном вскрытии упорных руд и концентратов золотосодержащие сульфиды должны быть полностью окислены до сульфат-Иона. Стехиометрический расход кислорода колеблется от 30-60 м³ на 1 т твердого при выщелачивании руд до 300-600 м³ на 1 т твердого при выщелачивании концентратов. Фактический расход технологического кислорода зависит также от степени его использования и может существенно превышать эти величины.

Автоклавное вскрытие применимо для переработки, как флотационных концентратов, так и непосредственно руд.

Типовая технологическая схема автоклавного вскрытия показана на рисунок-1. На действующих заводах крупность поступающей на выщелачивание руды обычно составляет 80-90% - 74 мкм, концентраты доизмельчают до 90% - 45 мкм. Во избежание поступления карбонатов на автоклавное выщелачивание измельченную руду или концентрат подвергают предварительной кислотной обработке. Конечную кислотность пульпы, гарантирующую полноту разложения карбонатов, поддерживают на уровне рН=1,8-2,0. Ее создают, направляя сюда часть кислого автоклавного раствора (или пульпы). Если содержание кислоты в автоклавном растворе недостаточно для полного разложения карбонатов, добавляют свежую кислоту. Во избежание вспенивания пульпы используют пеногасители, например лигносульфанаты. Для полного удаления диоксида углерода применяют отдувку воздухом.

Для автоклавного выщелачивания применяют горизонтальные многокамерные автоклавы, футерованные кислотостойким кирпичом. Процесс ведут при 430-500 К и давлении кислорода 0,2-0,7 МПа (общее давление в автоклаве 1,8-3,2 МПа); эти условия практически исключают образование элементной серы. На некоторых заводах часть выщелоченной пульпы направляют в оборот на кислотную обработку, что позволяет повысить плотность пульпы при автоклавном выщелачивании и служит дополнительным средством, гарантирующим устранение тормозящего действия элементной серы при окислении сульфидов. Необходимая продолжительность автоклавного выщелачивания обычно не превышает 1,0-1,5 ч.

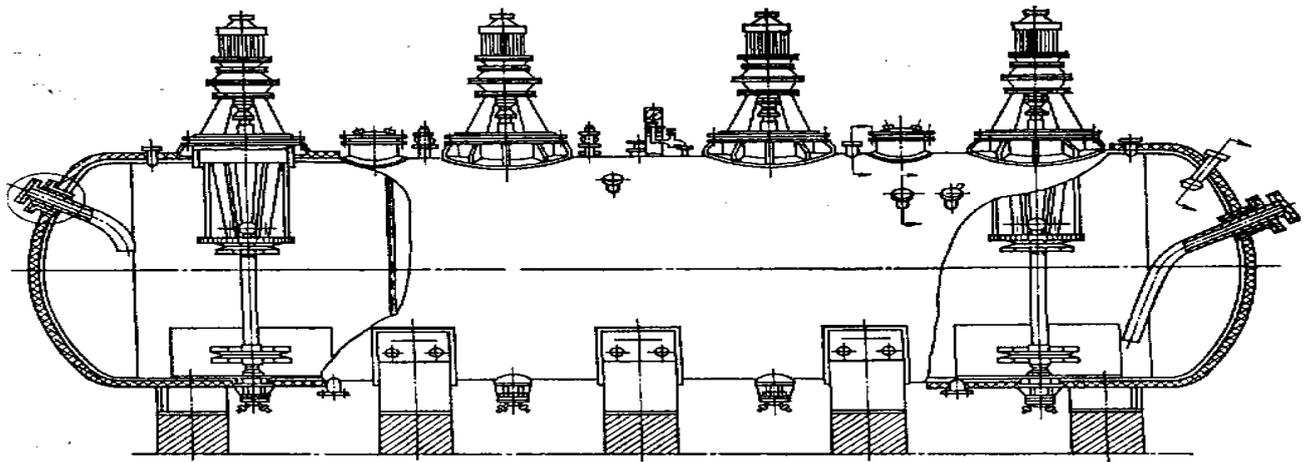


Рисунок 2 - Горизонтальный четырехкамерный автоклав.

В результате частичного разложения компонентов пустой породы в жидкой фазе пульпы могут присутствовать относительно небольшие количества алюминия, магния, калия, натрия. Некоторые руды и концентраты содержат заметные количества цветных металлов (меди, цинка, никеля, кобальта), которые также переходят в раствор.

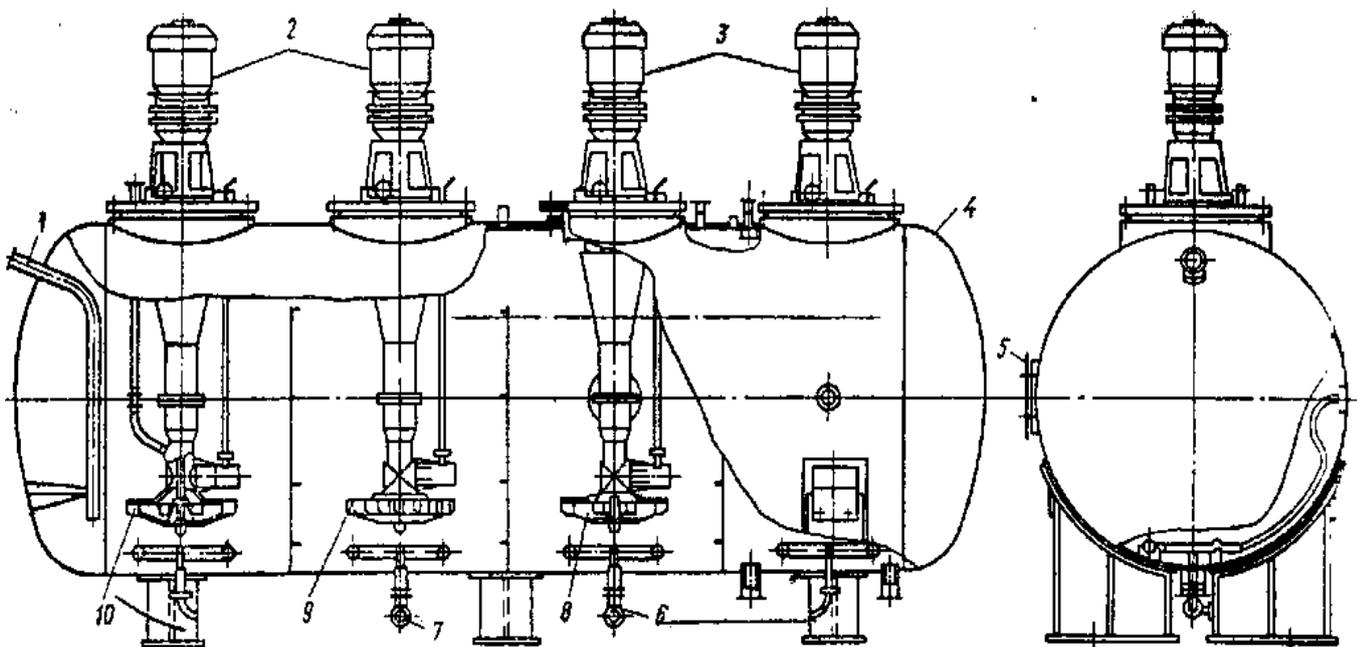
Горизонтальный аппарат представляет собой сварной цилиндрический сосуд с четырьмя (как правило) аэрирующими устройствами и встроенными или выносными теплообменниками. Для непрерывных процессов в корпусе установлены перегородки, образующие в аппарате последовательно работающие секции (Рисунок-3). Интенсивность аэрации, определяемая по "сульфитной методике", для автоклавов с механическим перемешиванием достигает $K_C=50-75$ моль Na_2SO_3 (дм³чМПаО₂).

Коэффициент теплопередачи от пульпы к хладагенту во встроенных теплообменниках для автоклавов с механическим перемешиванием

$$K=3240 \text{ кДж}/(\text{м}^2\text{чград}).$$

Отличительная особенность данных аппаратов возможность получение высоких коэффициентов массо передачи в системах газ-жидкость и газ-жидкость твердая фаза при значительной степени использования газового

реагента вследствие многократной циркуляции газа и создания развитой межфазной



1-трубопровод для подачи пульпы; 2,3-электродвигатели; 4-корпус автоклава;5-уровнемер; 6,7-воздухопроводы; 8,9,10-турбинные мешалки.

Рисунок 3- Горизонтальный четырехкамерный автоклав емкостью 130 м³:

поверхности, что достигается применением самовсасывающих аэрирующих устройств. Обеспечиваются высокий коэффициент использования газового реагента, минимальный сдвиг отработанной газовой смеси, высокая скорость растворения газа, малые расход электроэнергии и мощность на перемешивание, непрерывный процесс в одном аппарате.

В качестве основного параметра, регламентированного нормальным рядом, в НИИХиммаше (г.Москва) принята геометрическая емкость. Величины типичных размеров, предельные значения температур и давлений для горизонтальных и вертикальных автоклавов приведены в таблице 9.

Таблица 9-Характеристика промышленных горизонтальных автоклавов с перемешивающими и аэрирующими устройствами

Номинальная емкость, м ³	5,0	16	32	32	40	63	125
Рабочий объем, м ³	4,0	13	16	25	32	50	85
Габаритные размеры, м:							
Н	3,53	4,65	5,16	8,7	8,9	6,20	6,6
L	55	9,50	9,5	2,4	2,6	2,30	16,63,4
D	1,2	2,20	2,2	0,7	0,7	2,800,	0,9
d _м	0,3	0,50	0,5			82	
Рабочее давление, МПа	4,0	0,60	1,6-1,8	2,5	1,6	3,00	2,3
Температура, К	450	375	440	480	410	440	455
Производительность, м ³ /ч:				30			
по пульпе	1,5-3,0	12	10	2200	25	16-50	65-130
по газу	1000	1300	1800		2200	2600	2800
Мощность привода мешалки, кВт	—	14	28	28		160	100

Предложены следующие условные обозначения автоклавов: АМГ-1 горизонтальный автоклав с механическим перемешиванием с исполнением I мешалки, емкостью 125 м³, на давление 2,5 МПа; АМВ - II - $\frac{167}{25}$ автоклав с механическим перемешиванием, вертикальный с исполнением II мешалки, емкостью 167 м³, на давление 2,5 МПа.

3.3.3.2 . Расчет теплового баланса автоклава.

Объем перерабатываемой в сутки пульпы $V_n = 2200$ м³/сут. Плотность пульпы $\rho_n = 1,68$ т/м³. Общий цикл выщелачивания составляет $\tau_n = 4$ часа. Рабочий цикл выщелачивания (в отличие от общего цикла в нем не учитывается время загрузки и выгрузки) составляет $\tau_p = 3,43$ часа. Емкость автоклава

$V_a = 90$ м³. Толщина стенки автоклава $S = 0,014$ м, толщина стенки теплоизоляции (асбозурита) $S_T = 0,116$ м. Высота автоклава $H = 6,6$ м. Коэффициент заполнения автоклава $K_v = 0,75$. Внутренний диаметр автоклава $D_{вн} = 3,4$ м. Рабочая температура в автоклаве $t = 225$ °С. Поступающая пульпа нагрета до 90 °С. Теплоемкость пульпы при 90 °С составляет $C_{пуль}^{90} = 3$ кДж/(кг°С).

Количество сконденсировавшегося пара в процентах от объема пульпы

$v = 15$ %. Теплота испарения воды $r = 1860$ кДж/кг. Коэффициент теплоотдачи от пульпы к стенке автоклава $\alpha_1 = 105$ Вт/(м²°С).

Коэффициенты теплопроводности: стали $\lambda_1 = 46,5$ Вт/(м°С), асбозурита

$\lambda_2 = 0,185$ Вт/(м°С) (при температуре наружной стенки $t = 40$ °С).

При $t = 20$ °С в цехе коэффициент теплоотдачи от наружной стенки к воздуху $\alpha_2 = 16,9$ Вт/(м²°С).

Энтальпия: греющего пара $I_1 = 3000$ кДж/кг; выходящего пара $I_2 = 2800$ кДж/кг.

Теплоемкость пульпы при $225\text{ }^{\circ}\text{C}$ $C_{\text{пуль}}^{225} = 3,5 \text{ кДж}/(\text{кг}\cdot^{\circ}\text{C})$.

РЕШЕНИЕ

Количество циклов выщелачивания в сутки

Для расчета воспользуемся формулой (30):

$$Z = \frac{\tau_{\text{сут}}}{\tau_{\text{ц}}}, \quad (30)$$

где $\tau_{\text{сут}}$ - продолжительность работы автоклавного отделения в течение суток, ч;

$\tau_{\text{ц}}$ - продолжительность цикла выщелачивания, ч.

После подстановки численных значений получим по формуле (30):

$$z = 24 : 4 = 6 \text{ циклов.} \quad (30)$$

3.3.3.3 Объем пульпы, перерабатываемой в сутки одним автоклавом
Воспользуемся формулой (31):

$$V_c = V_a K_v z, \quad (31)$$

где V_a - емкость автоклава, м^3 ;

K_v - коэффициент заполнения;

z - количество циклов выщелачивания в сутки.

$$\text{Окончательно получим } V_c = 90 \times 0,75 \times 6 = 405 \text{ м}^3. \quad (31)$$

3.3.3.4 Число автоклавов для переработки 2200 м^3 пульпы в сутки

Число автоклавов определим по формуле (32):

$$n = \frac{V_{\text{пуль}}}{V_c}, \quad (32)$$

где $V_{\text{пуль}}$ - объем перерабатываемой пульпы в сутки, м^3 .

Окончательно получим $n = \frac{2200}{405 V_c} = 5,43 = 6$ автоклавов.

Объем загрузки за цикл.

Объем пульпы, перерабатываемой за цикл одним автоклавом, определим по формуле (33):

$$V = \frac{V_c}{z}; \quad V_{\text{ц}} = \frac{405}{6} = 67,5 \text{ м}^3. \quad (33)$$

Объем пульпы, перерабатываемой за 1 час работы автоклава.

Воспользуемся формулой (34):

$$V_{\text{час}} = \frac{V_{\text{ц}}}{\tau_p}, \quad (34)$$

где τ_p - продолжительность рабочего цикла, ч.

$$\text{Окончательно получим } V_{\text{час}} = \frac{67,5}{3,6} = 19,85 \text{ м}^3 \quad (34)$$

Масса пульпы, перерабатываемой за 1 час работы автоклава

Использована формула (35):

$$m = V_{\text{час}} \rho_p, \quad (35)$$

$$\text{получим } m = 19,85 \times 1,68 = 33,353 \text{ т (33353 кг)} \quad (35)$$

3.3.3.5 Приход тепла

Количество тепла, вносимого пульпой по формуле (36):

$$Q_n = m C_{\text{пуль}}^{90} t \quad (36)$$

получим $Q_n = 33353 \times 3 \times 90 = 905310 \text{ кДж}$.

Количество тепла от конденсации острого пара

Для расчетов воспользуемся формулой (37):

$$Q_n = m_k r, \quad (37)$$

где m_k – масса конденсируемого пара, кг

r – теплота испарения воды, кДж/кг.

Поскольку $m_k = V_k = V_{\text{час}} \nu$,

то, подставляя численные значения, получим (37):

$$m_k = 19.85 \times \frac{15\%}{100\%} = 2.9775 \text{ т} = 2977.5 \text{ кг}$$

$$Q_k = 2977.5 \times 1860 = 5538150 \text{ кДж} \quad (37)$$

Количество тепла, вносимого острым паром

Количество тепла определяется по формуле (38):

$$Q_{\text{пар}} = m_{\text{пар}} I_1, \quad (38)$$

где $m_{\text{пар}}$ – масса острого пара, кг;

I_1 – энтальпия греющего пара, кДж/кг.

Масса острого пара рассчитывается по формуле (39):

$$m_{\text{пар}} = \frac{Q_{\text{оп}}}{I_1 - I_2} \quad (39)$$

где I_2 – энтальпия выходящего пара, кДж/кг;

$Q_{\text{оп}}$ – тепло, вносимое острым паром, которое обеспечивает нагрев пульпы от 90 до 225 °С ($Q_{\text{нагр}}$) и компенсирует потери тепла через стенки автоклава ($Q_{\text{потерь}}$) в течение часа:

$$Q_{\text{оп}} = (Q_{\text{нагр}} + Q_{\text{потерь}}) - Q_k,$$

$Q_{\text{нагр}}$ определяется по формуле 90°:

$$Q_{\text{нагр}} = m C_{\text{пл}}^{\text{90}} (t_2 - t_1),$$

после подстановки численных значений получим

$$Q_{\text{нагр}} = 33353 \times 3 \times (225 - 90) = 13507965 \text{ кДж}.$$

$Q_{\text{потерь}}$ рассчитывается по формуле (40):

$$Q_{\text{потерь}} = kF(t_2 - t_1), \quad (40)$$

где k – коэффициент теплоотдачи стенки автоклава;

F – Площадь поверхности автоклава.

Коэффициент теплоотдачи k определим по выражению (41):

$$k = \frac{1}{\frac{1}{\alpha_1} + \frac{S}{\lambda_1} + \frac{1}{\alpha_2}} \quad (41)$$

где α_1, α_2 – коэффициенты теплоотдачи от пульпы к внутренней стенке автоклава и от наружной стенки к воздуху соответственно, Вт/(м²·°С);

λ_1, λ_2 – коэффициенты теплопроводности стали и теплоизоляции соответственно, Вт/(м·°С);

S, S_T – толщина стенки автоклава и теплоизоляции соответственно, м.

Окончательно получим по формуле (41):

$$k = 1 / (1/105 + 0,014/46,5 + 0,116/0,185 + 1/16,9) = 1,44 \text{ Вт/(м}^2 \cdot \text{°С)}. \quad (41)$$

Площадь поверхности автоклава примерно равна площади поверхности цилиндра (42):

$$F = 2\pi RH + 2\pi R^2, \quad (42)$$

где $R = \frac{V_{ПК}}{\pi} + S + S_T = 1,7 + 0,116 + 0,014 = 1,83 \text{ м}$

После подстановки численных значений получим (39-40):

$$F = 2 \times 3,14 \times 1,83 \times 6,6 + 2 \times 3,14 \times 1,83^2 = 96,88 \text{ м}^2.$$

$$Q_{\text{потерь}} = 1,44 \times 99,88 \times (225 - 20) = 28599,25 \text{ Вт (или 102957 кДж);} \quad (40)$$

$$Q_{\text{оп}} = (13507965 + 102957) - 5538150 = 8072772 \text{ кДж;} \quad (39)$$

$$m_{\text{пар}} = \frac{8072772}{19500} = 40363,86 \text{ кг}$$

$$Q_{\text{пар}} = 40363,86 \times 3000 = 121091580 \text{ кДж.}$$

3.3.3.6 Расход тепла

Потери тепла через стенки автоклава

Расчет этого параметра приведен в п. 3.3.3.5

$$Q_{\text{потерь}} = 102957 \text{ кДж.}$$

Количество тепла, уносимого уходящим паром

Для расчета воспользуемся формулой (42):

$$Q_Y = (m_{\text{ПАР}} - m_K) I_2, \quad (42)$$

Окончательно получим $Q_Y = (40363,86 - 2977,5) \times 2800 = 104681808 \text{ кДж.}$

Количество тепла, уносимого выгружаемой из автоклава пульпой

Воспользуемся формулой (43):

$$Q_{\text{пул}} = m_{\text{пул}} c_{\text{пул}}^{90} t_{\text{пул}} \quad (43)$$

где $m_{\text{пу}} = m + m_K = 33353 + 2977,5 = 36330,5 \text{ кг.}$

Окончательно получим

$$Q_{\text{пул}} = 36330,5 \times 3,5 \times 225 = 28610268,75 \text{ кДж.}$$

Таблица 10 - Результаты расчетов

ПРИХОД ТЕПЛА	кДж	%	РАСХОД ТЕПЛА	кДж	%
1. Количество тепла, вносимого пульпой, $Q_{\text{П}}$	905310	0,671	1. Количество тепла, уносимого паром, Q_Y	104681808	78,400
2. Количество тепла от конденсации острого пара, Q_K	5538150	4,150	2. Количество тепла, уносимого пульпой, $Q_{\text{ПУЛ}}$	28610268	21,440
3. Количество тепла, вносимого острым паром $Q_{\text{ПАР}}$	121091580	90,770	3. Потери тепла через стенки автоклава, $Q_{\text{потерь}}$	102957	0,088
4. Невязка	5859993	4,390			
Итого	133395033	100	Итого	133395033	100

3.3.4 Выбор и расчет оборудования самоиспарения.

В состав аппаратуры передела выщелачивания входят самоиспарители.

пульпы, снабженные сепараторами пара. Они составляют автоклаву, параллельную батарею автоклавов или расположенную вдоль трубчатого выщелачивателя. Самоиспарители представляют собой сосуды высокого давления, снабженные специальными устройствами. Каждый самоиспаритель в батарее, начиная с первого, в который поступает пульпа из последнего автоклава, работает при давлении и температуре более низких, чем предыдущий. Батарея самоиспарителей выполняет две функции:

- а) снижает давление и температуру пульпы до обычных (1 атм, 95-100°C) значений с тем, чтобы можно было продолжать дальнейшую обработку пульпы в открытых сосудах;
- б) возвращает (рекуперировывает) энергию, затраченную на нагревание пульпы в автоклавы.

В настоящее время циркуляция тепла на переделе выщелачивания усовершенствована настолько, что до 80% затраченного тепла возвращается в систему, и только около 20% тепла, используемого при выщелачивании, вводится от источника теплоснабжения. Нагрев осуществляется обычно паром, поставляемым паровой котельной (реже нагрев осуществляется каким-либо высокотемпературным органическим теплоносителем - ВОТ).

Самоиспаритель представляет собой сосуд высокого давления, в который пульпа поступает через специальный автоматический игольчатый регулятор, изготовленный из абразийноустойчивых металлов. В самоиспарителе поддерживается давление ниже давления пульпы на его входе. Сечение отверстия регулятора подбирается таким, чтобы давление в батарее выщелачивания не упало ниже заданной величины. Выходя из регулятора с большой скоростью в пространство с давлением, ниже давления кипения, раствор пульпы вскипает и частично разбрызгивается. В результате этого происходит сильное пароотделение. При этом пар собирается в верхней части самоиспарителя, а пульпа в нижней. Для улавливания брызг, которые могут увлечься паром и загрязнить его, ставятся специальные пластины, жалюзи брызгоулавливатели. Система отделения пара от жидкости называется сепаратором.

Из-за технических причин (износ регулятора, увеличение объемов паросборников и т.п.) понижения давления на каждом самоиспарителе производится на небольшую величину, обычно на 10-15 атмосфер. Из первого самоиспарителя пульпа поступает во второй, где происходят те же процессы и отделяется пар более низкой температуры, и т.д. В одной батарее устанавливается до 6-8 самоиспарителей. Пар от каждого самоиспарителя поступает в автоклав или нагреватель. Проходя по теплообменным трубкам и отдавая тепло, пар охлаждается и конденсируется. Образовавшаяся горячая вода (конденсат) по трубе конденсатоотводчику поступает в конденсатор специальный сосуд для сбора конденсата.

Количество конденсаторов обычно равно количеству автоклавов. В конденсаторах также создаются условия для самоиспарения перегретой воды (понижение давления), и образовавшийся пар подается на следующий автоклав, с более низкой температурой нагрева, чем предыдущий. И батарея самоиспарителей, и батарея конденсаторов работают в отношении батареи автоклавов и нагревателей обычно в противотоке, т.е. пульпа движется в сторону повышения, а пар - навстречу ей, в сторону понижения температуры.

Таким образом, тепло нагретой пульпы, за исключением той части, которая через поверхность уходит в окружающее пространство, возвращается в систему. Для сокращения потерь тепла через поверхность труб и аппаратов её покрывают толстыми слоями теплоизоляции.

3.3.4.1 Внутренний диаметр самоиспарителя d , определяется из равенства(43):

$$d = (D_d' \times V_s \times 4 : \pi \times \omega_n)^{0,5} \quad (43)$$

где V_s - объем 1 кг пара, $V_s = 0,07837$ при 225 °C, м³;

ω_n - принятая 0,1 скорость пара в самоиспарителе, м/с;

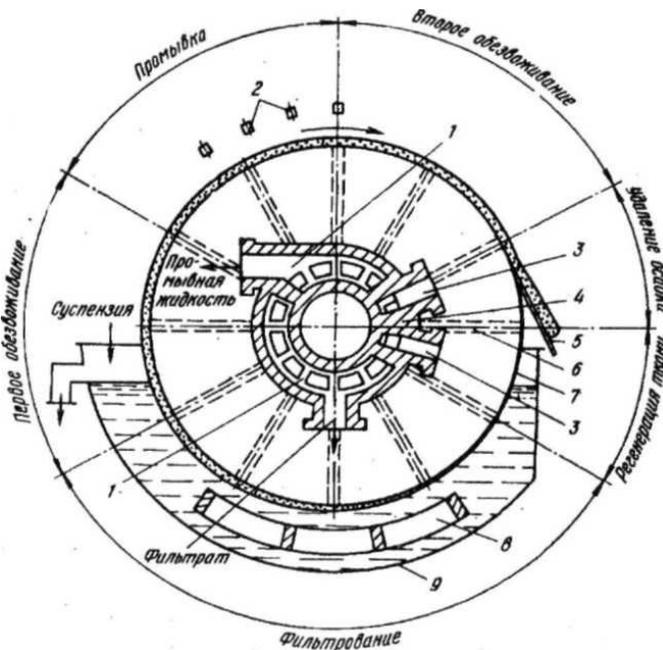
D_d - количество пара самоиспарения (из теплового баланса), кг/ч.

$$d_{\text{вн}} = (12783 \times 0,07837 \times 4 : 3,14 \times 3600 \times 0,1)^{0,5} = 3,4 \text{ м.} \quad (43)$$

$$d_{\text{вн}}^{c1} = d_{\text{вн}}^{c2} = \dots = d_{\text{вн}}^{c8}$$

3.3.5 Выбор и расчет Барабанного Вакуум-Фильтра

На барабанный вакуум-фильтр (рисунки 3-4) непрерывного действия подается водная суспензия в количестве $V_c = 85 \text{ м}^3/\text{ч}$, содержащая $X_1 = 17,6 \%$ твердой фазы. Конечная влажность осадка составляет $X_2 = 34 \%$. В заводских условиях обеспечивается вакуум $\Delta p_3 = 600 \text{ мм рт. ст.}$ Во время опытного фильтрования на лабораторной модели при вакууме $\Delta p_n = 510 \text{ мм рт. ст.}$ было установлено, что необходимая влажность осадка достигается за время $\tau_{\text{ф}} = 32 \text{ с}$ работы зоны фильтрования. При этом константы фильтрования, отнесенные к 1 м^2 , составили: $K = 11,2 \text{ дм}^6/(\text{м}^4 \cdot \text{с})$, $C = 6 \text{ дм}^3/\text{м}^2$. Плотность суспензии $\rho_c = 1120 \text{ кг/м}^3$. Определить требуемую площадь поверхности фильтра и частоту его вращения.



1 - полости распределительного устройства, сообщающиеся с источником вакуума; 2 - разбрызгивающее устройство для промывной жидкости; 3 - полости распределительного устройства, сообщающиеся с источником сжатого воздуха; 4 - распределительное устройство; 5 - нож для съема осадка; 6 - ячейка с соединительной трубкой; 7 - барабан; 8 — качающаяся мешалка; 9 — корыто для суспензии.

Рисунок 4 - Схема действия барабанного вакуум-фильтра с наружной поверхностью фильтрования:

Решение:

Константа фильтрования для вакуума 600 мм рт. ст.

Этот параметр можно приближенно определить следующим образом:

$$K = K_x (\Delta p_3 : \Delta p_n) = 11,2 \times (600 : 510) = 13,1 \text{ дм}^6/(\text{м}^4 \cdot \text{с})$$

Удельная производительность зоны фильтрования (V) за $\tau_{\text{ф}} = 32 \text{ с}$

Согласно основному уравнению фильтрования $V^2 + 2VC = Kx$.

Подставив численные значения, получим соотношение уравнение:

$$V^2 + 2 \times V \times 6 = 13,1 \times 32, \text{ отсюда } V = 15,34 \text{ дм}^3/\text{м}^2.$$

Удельная производительность зоны фильтрования за 1 с

Величина этого параметра составляет

$$V_{1c} = V : \tau_{\text{ф}} = 15,4 : 32 = 0,482 \text{ дм}^3/\text{м}^2 \cdot \text{с}.$$

3.3.5.1 Производительность фильтра по фильтрату.

Так как на операцию фильтрования каждый час поступает суспензия в количестве

$$G_c = V_c \rho_c = 85 \times 1120 = 95200 \text{ кг/ч}$$

и образуется влажного осадка по формула (44):

$$G_{oc} = G_c \frac{41}{100} = 95200 \times 0.266 = 25386.66 \text{ кг/ч}, \quad (44)$$

то масса фильтрата составит (45):

$$G_{\phi} = G_c - G_{oc} = 95200 - 25386 = 69813 \text{ кг/ч.} \quad (45)$$

При плотности фильтрата $\rho = 1000 \text{ кг/м}^3$ производительность фильтра по фильтрату составит(46):

$$V_{\phi} = \frac{G_{\phi}}{\rho} = \frac{69813}{1000} = 69,813 \text{ м}^3/\text{ч}, \text{ или } 19,4 \text{ дм}^3/\text{с}. \quad (46)$$

3.3.5.2 Необходимая площадь поверхности фильтра в зоне фильтрования

Величина этого параметра составляет (47):

$$F_{\phi} = \frac{V_{\phi}}{v_{1c}} = \frac{19,4}{0,482} = 40,233 \text{ м}^2 \quad (47)$$

Общая поверхность фильтра.

Поскольку обычно в барабанных вакуум-фильтрах площадь поверхности зоны фильтрования составляет примерно 35 % от площади общей поверхности, то площадь общей поверхности фильтра равна (48):

$$F = \frac{F_{\phi}}{0,35} = \frac{40,233}{0,35} = 114,95 \text{ м}^2 \quad (48)$$

Частота вращения фильтра в 1 мин.

Частоту вращения, обеспечивающую заданную продолжительность фильтрования $x_{\phi} = 32 \text{ с}$, определим на основании пропорции:

32 с - 0,35 оборота;

60 с - *и* оборотов,

отсюда $n = 0,655 \text{ об/мин.}$

3.3.6 Выбор и расчет оборудования предварительного и сорбционного цианирования

Нагрузка на сорбцию по твердому составляет 204,5 т/ч, тогда поток пульпы будет равен(49):

$$V_{\Pi} = 204,5 \times ((1:2,7) + 1) = 280 \text{ м}^3/\text{ч} \quad (49)$$

Тогда объем пульпы на цианировании и сорбции будет рассчитываться по формуле (49):

$$V_{\Pi} = Q \times t \quad (49)$$

где Q - поток пульпы, м³/ч;

t - Время предварительного и сорбционного цианирования, ч.

$$V_{\Pi} = 280 \times 12 = 3360 \text{ м}^3. \quad (50)$$

Принимаем к проектированию 2-е цепочки по 18 пачуков объемом 100 м³.

Рассчитываем суммарный полезный объем всех аппаратов в каскаде (цепочка аппаратов последовательно соединенных) по формуле (51):

$$V = V_{\text{пач}} \cdot X_n \quad (51)$$

где $V_{\text{пач}}$ - рабочий объем одного пачука, м³;

n - Общее количество пачуков

$$V_{\text{тм}} = 100 \times 36 = 3600 \text{ м}^3 \quad (51)$$

Проверяем время контакта:

$$T = 3600:280 = 12,8 \text{ ч}$$

Из проверки видно, что время контакта достаточно для растворения золота.

4. Безопасность жизнедеятельности.

4.1. Объемно-планировочные решения зданий завода.

В соответствии с требованиями санитарных норм для предприятия, в состав которого входит проектируемый цех, технологические процессы в котором являются источниками выделения производственных вредностей в окружающую среду, предусматривается установление санитарнозащитной зоны. Размер санитарно защитной зоны устанавливается на основании санитарных норм и составляет 1000 м (1 класс).

Завод располагается с подветренной стороны по отношению к жилому массиву.

Главные входы и въезды на территорию завода располагаются - со стороны онрасстояние от рабочих мест до пункта питания не превышает - 500 м при обеденном перерыве 1 час.

Все движущиеся и вращающиеся части машин и механизмов, элементы привода и передачи должны иметь надёжно закреплённые ограждения, исключающие доступ к ним во время работы. Вращающиеся части (валы, муфты, шкивы, барабаны, фрикционные диски и т.п.) должны иметь сплошные или сетчатые ограждения с ячейками не более 25x25 мм.

Зубчатые и цепные передачи независимо от высоты расположения и скорости движения должны иметь сплошные ограждения. Ограждения должны соответствовать проекту.

4.2 Технические решения по производственной санитарии и санитарно-бытовым помещениям.

Для удовлетворения санитарных и бытовых нужд работающих в проекте цеха предусматривается строительство специальных помещений. Санитарно-бытовые помещения на плане цеха располагаются таким образом, чтобы исключить воздействия на эти помещения вредных производственных факторов.

4.3 Отопление и вентиляция

Основная категория работ в цехе - средней тяжести. Исходя из вида выполняемых на участке работ по тяжести и их категории избыточные тепловыделения производственных помещений не превышают 84 кДж/(мч).

В соответствии с требованиями ГОСТ 12.1.005-88 принимаем оптимальные нормы температуры, влажности и скорости движения воздуха в

рабочей зоне для данной категории помещений и выполняемых работ. Все эти значения приведены в таблице 9.

4.4. Анализ потенциально-опасных и вредных производственных факторов.

Внастоящее время большое внимание уделяется экологической безопасности и безопасности жизнедеятельности трудящихся на предприятии, что тщательно контролируется соответствующими органами. Поэтому для обеспечения СНиП и ССБТ на проектируемом объекте требуется устанавливать комплекс организационных и технических мер защиты от опасных и вредных факторов.

Анализ потенциально-опасных и вредных факторов. Исследование операций технологического процесса позволяет выявить потенциально опасные и вредные факторы.

Таблица 14 - Анализ потенциально опасных и вредных факторов

Операция технологического процесса	Агрегат, оборудование и др. устройства	Опасные и вредные факторы
1	2	3
Установка Автоклавные выщелачивание	Автоклав	- движущиеся части и механизмы ; - повышенная температура стенки автоклав: $T_{стенки} = 450\text{К}$; давление; $P_{авт} = 2,2\text{МПа}$;
Продолжение таблица	14	- повышенное значение напряжения в электрической цепи, замыкание которой может произойти через тело человека: $U = 40\text{-}45\text{кВт}$, $f = 50\text{ Гц}$, $I < 0,3\text{мА}$;
Сорбционное выщелачивание	Пачук	- движущиеся части механизма; - повышенная загазованность воздуха рабочей зоны: $С_{НСН} = 0,4\text{ мг/м}^3$; $ПДК_{нс(>)} = 0,3\text{ мг/м}^3$ - повышенная напряженность электрического поля: $U = 380\text{ В}$, $I = 10\text{ А}$, $f = 50\text{ Гц}$;
Цианистая обработка	Пачук	- движущиеся части и механизмы; - повышенная загазованность воздуха рабочей зоны: $ПДК_{нсм} = 0,5\text{ мг/м}^3$; $ПДК_{нсм} = 0,3\text{ мг/м}^3$ - повышенная напряженность Электрического поля: $U = 380\text{ В}$, $I = 10\text{ А}$, $f = 50\text{ Гц}$

4.5 Разработка мер защиты от выявленных опасных и вредных факторов

Меры защиты от выявленных опасных и вредных факторов производственной среды представляют собой инженерные разработки, обеспечивающие механизацию и автоматизацию производственных процессов.

4.6 Разработка мер пожарной безопасности.

Помещения фабрики по пожарной опасности относятся к категориям:

Д -реагентное отделение; Д - отделения дробления, измельчения, флотации, сорбционного выщелачивания, автоклавное выщелачивание. В производственных помещениях оборудованы пожарные щиты, ящики с песком. Реагентное отделение оборудовано стационарной установкой для автоматического тушения пожара.

При проектировании предусматривается простота формы зданий (прямоугольник по периметру), а так же размещение вблизи фабрики пожарного депо. При проектировании предусмотрены в корпусах противопожарные перекрытия, огнестойкие двери, запасные выходы на случай безопасной эвакуации людей и имущества.

На территории фабрики предусматривается пожарный водопровод. в систему которого входят: наружная водопроводная сеть, проложенная по территории фабрики и внутренняя сеть проложенная в зданиях. Пожарные краны устанавливаются на лестничных клетках, входах в коридоры, и других местах. При каждом внутреннем пожарном кране должен быть выкидной рукав, длиной не менее 10 метров и ствол, размещённые в специальном шкафу. Постоянный свободный напор во внутренней противопожарной сети должен обеспечивать высоту струи не менее 6 метров.

4.7 Решение по охране окружающей среды.

На сегодняшний день во всем мире сложилась достаточно сложная экологическая обстановка, усугубляющаяся увеличением объема загрязнения окружающей среды. Немаловажную роль в этом играет цветная металлургия, в связи с чем, при проектировании новых и реконструкции существующих производств, следует уделять особое внимание вопросам комплексности использования сырья и замкнутости производства.

В процессе цианирования и последующего сорбционного выщелачивания золотосодержащего сырья используются вредные вещества, такие как цианид натрия, кроме того, вредные вещества выделяются в ходе самого технологического процесса.

Для исключения непосредственного контакта обслуживающего персонала с цианистыми растворами (пульпой) и снижение ядовитых выделений в рабочие зоны оборудование и емкости отделения цианирования и сорбции

должны быть максимально герметизированы или оборудованы местными отсосами.

Средства защиты. При работе с цианистыми соединениями рабочие должны надеть спецодежду, резиновые перчатки, спецобувь и иметь фильтрующий противогаз марки В.

При работе с цианистыми соединениями запрещается курить в рабочих помещениях. После окончания работы необходимо принять душ.

Первая помощь. При отравлении цианистыми соединениями необходимо пострадавшего вывести (вынести) на свежий воздух, быстро снять загрязненную спецодежду и противогаз, дать пострадавшему тепло и кислород; при нарушении дыхания необходимо делать искусственное дыхание.

При отравлении цианистым водородом следует в первые же минуты дать пострадавшему вдыхать амилнитрит на ватке, а при отравлении, при попадании во внутрь организма промыть желудок 3 % раствором перекиси водорода или 0,2 % раствором перманганата калия. Через каждые 15 минут давать пить раствор сульфата железа и жженой магнезии (одна чайная ложка на стакан воды).

При попадании на кожу раствора цианида натрия следует быстро смыть большим количеством воды, затем наложить мокрую повязку с борной кислотой или борную мазь.

Выводы

При проектировании цеха были разработаны проектные решения, позволяющие выполнить требования и нормы по охране труда и промышленной экологии в проектируемом цехе, а также обеспечить пожарную безопасность проектируемого объекта. Был приведен анализ опасных и вредных факторов и предложены технические меры защиты от выявленных опасных и вредных производственных факторов. Был проведен экологический анализ проекта и разработаны решения, позволяющие обеспечить защиту окружающей природной среды в соответствии с нормами и требованиями БЖД.

5. Экономическая часть.

5.1 Расчёт производственной программы.

План производства позволяет получить представление о конечных результатах работы предприятия, цехов служб за отчетный период при составлении плана производства учитываются производственные мощности.

Таблице 16- Прогнозный объем производства концентрата.

Показатели	Единицы измерения	Планируемый период	Формулы расчета
Количество ведущих агрегатов (ККД 1200/150)	шт.	1	A
Календарный фонд рабочего времени	сут.	365	T _к
Простои на ПНР	сут.	24	t _{ппр}
Номинальный фонд рабочего времени	сут.	341	T _{н.} =Ax(T _к -t _р)
Плановая производительность ведущего агрегата в сутки	т/сут	1760	N _{пл} =Q _р :T _н
Техническая норма производительности ведущего агрегата	т/сут	1706	N _{тех}
Коэффициент экстенсивного использования оборудования	—	0,93	K _{экс} =T _н :T _к
Коэффициент интенсивного использования оборудования	—	0,67	K _{инт} =N _{пл} :N _{тех}
Коэффициент интегрального использования оборудования	—	0,62	K _{интег} =K _{инт} xK _{экс}
Годовой объем перерабатываемого сырья	тыс. т.	600	Q _р =AxT _н xN _{пл}
Массовая доля п. к. в исх. сырье золота	г/т	4,6	α _{Au}
Содержание в смоле золота	%	100,0	β _{Au}
Извлечение в концентрат золота	%	92,0	ε _{Au}
Валовое содержание в концентрате золота	т.	4,6(45г/т в концентрате)	M _{Au}

5.2 Расчёт капитальных вложений.

Определяются потребные капитальные затраты на строительство или реконструкцию обогатительной фабрики для чего составляются:

- локальная смета на промышленные здания и сооружения (таблица 17);
- смета на приобретение и монтаж оборудования составленная на основе технологической части диплома (таблица 18);
- сводная смета на строительство обогатительной фабрики (таблица 19).

Таблица 17 - Смета затрат на промышленные здания и сооружения

Наименование зданий и сооружений	Полная стоимость прямых нормируемых	Накладные расходы, млн. сум.	Плановые накопления, млн. сум.	Общая сметная стоимость, млн. сум.

	затрат, млн. сум.			
Дробильное отделение	887,6	159,8	209,5	1256,8
Главный корпус	8680,0	1562,4	2048,5	12290,9
Отделение сорбции	1170,0	210,6	276,1	1656,7
Итого	10737,6	1932,8	2534,1	15204,4

Пояснения к таблице 17:

- Полная стоимость прямых нормируемых затрат на строительство объекта взята из практики работы предприятия
- Накладные расходы приняты в размере 18,00 % от полной стоимости прямых нормируемых затрат.
- Плановые накопления приняты в размере 20,00 % от суммы полной стоимости прямых нормируемых затрат и накладных расходов.

Пояснения к таблице 18:

Графа 5 - Отпускная цена единицы оборудования по преискуранту. Общая отпускная цена вычисляется как произведение отпускной цены единицы на количество оборудования. Запасные части принимаются в размере 3,0 % от общей отпускной цены. Строка итого - суммирование общей отпускной цены и цены на запасные части. Неучтенное оборудование составляет 3,50 % от учтенного оборудования. Подъемно-транспортное оборудование 7,00 % от суммы расходов на все оборудование. Электрооборудование 5,00 % от суммы

Таблица 18 – Смета на приобретение и монтаж оборудования.

п/п	Наименование оборудования	Ед. изм.	Кол-во ед.	Отпускная цена		Зап. части	Итого	Транспортные расходы	Заготовительно складские расходы	Всего стоимость франко приобъектный склад	Монтаж оборудования	Сметная стоимость тыс. сум.
				един., тыс. сум.	общая							
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
1	Дробилка щековая	шт.	1	540000	540000	16200	556200	27810	7008,12	591018,12	59101,81	650119,93
2	Пластинчатый питатель	шт.	1	432000	432000	12960	444960	22248	5606,50	472814,50	47281,45	520095,95
3	Конв. разгрузки дробилки	шт.	1	216000	216000	6480	222480	11124	2803,25	236407,25	23640,72	260047,97
4	Конв. ленточный	шт.	1	702000	702000	21060	723060	36153	9110,56	768323,56	76832,36	845155,91
5	Конв. ленточный	шт.	1	852000	852000	25560	877560	43878	11057,26	932495,26	93249,53	1025744,78
6	Бункер	шт.	2	654000	1308000	39240	1347240	67362	16975,22	1431577,22	143157,72	1574734,95
7	Конв. загрузки ПСИ	шт.	2	351000	702000	21060	723060	36153	9110,56	768323,56	76832,36	845155,91
8	Мельница ПСИ	шт.	2	4050000	8100000	243000	8343000	417150	105121,80	8865271,80	886527,18	9751798,98
9	Классификатор	шт.	2	1350000	2700000	81000	2781000	139050	35040,60	2955090,60	295509,06	3250599,66
10	Мельница МШР	шт.	2	2700000	5400000	162000	5562000	278100	70081,20	5910181,20	591018,12	6501199,32
11	Гидроциклоны	шт.	12	216000	2592000	77760	2669760	133488	33638,98	2836886,98	283688,70	3120575,67
12	Машина флотационная ФМП-12	шт.	26	348500	9061000	271830	9332830	466642	117593,66	9917065,16	991706,52	10908771,7

Продолжение таблицы 18

п/п	Наименование оборудования	Ед. изм.	Кол-во ед.	Отпускная цена		Зап. части	Итого	Транспортные расходы	Заготовительно-складские расходы	Всего стоимость франко-приобъектный склад	Монтаж оборудования	Сметная стоимость тыс. сум.
				един., тыс. сум.	общая							
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
13	Машина флотационная ФМП-6,3	шт.	14	245000	34300	102900	3532900	176645	44514,54	3754059,54	375405,95	41294,6549
14	Грохот барабанный	шт.	4	67500	270000	8100	278100	13905	3504,06	295509,06	29550,91	3250,5997
15	Автоклав	шт.	12	200000	2400000	72000	3472000	123600	31111,10	2649355,50	2644935,55	29142,9105
16	Пачук	шт.	36	90000	3240000	97200	3337200	166860	42048,72	3546108,72	354610,87	39007,1959
17	Сгуститель Ц-50	шт.	2	1051000	2102000	63060	2165060	108253	27279,76	2300592,76	230059,28	25306,5203
18	Сгуститель Ц-25	шт.	2	580000	1160000	34800	1194800	59740	15054,48	1269594,48	126959,45	13965,5393
19	Система флокулянтов	шт.	3	175500	526500	15800	542300	27114	6832,92	576242,67	57624,27	6338,6693
20	Оборуд. реагент-ного отделения	шт.			4500000	135000	4635000	231750	58401,00	4925151,00	492515,10	54176,6610
Итого											60502275,86	
Неучтенное технологическое оборудование											2117579,50	
Подъёмно-транспортное оборудование											4235159,40	
Электрооборудование											3025113,30	
Вентиляторы, насосы, компрессора											1028538,20	
Средства автоматизации											1210045,10	
Итого на приобретение и монтаж оборудования											72119798,37	

расходов на все оборудование. Вентиляторы, насосы 1,70 % от суммы расходов на все оборудование. Средства автоматизации 2 % от суммы расходов на все оборудование. Транспортные расходы 5,00 % от графы 7. Заготовительно-складские расходы 1,2 % от суммы граф 7 и 8. *Всего*- стоимость (франко-приобъектный склад) суммирование граф 8,9 и 10. Затраты на монтаж оборудования принимаем 10,00 % от стоимости (франко-приобъектный склад) в зависимости от сложности оборудования. Сметная стоимость сумма франко-приобъектный склад и затрат на монтаж оборудования.

Таблица 19 - Сводная смета на промышленное строительство

Номер сметно-фин. расчетов	Наименование частей объектов, работ затрат	Сметная стоимость млн.сум.			Общая сметная стоимость, млн.сум.
		строительно-монтажные работы	оборудование инструмент, инвентарь	прочие затраты	
Часть 1					
1	Подготовка территории строительства	760,22	-	-	760,22
2	Затраты на промышленные здания и сооружения	15204,44	-	82103,98	97308,43
3	Затраты на электромеханическое оборудование	-	72118,77	-	72118,77
4	Затраты на инструмент и инвентарь	-	15683,29	-	15683,29
5	Неучтенные затраты	798,23	6011,93	4105,20	10915,36
6	ИТОГО по части 1	16762,90	93813,92	86209,18	157103,87
Часть 2					
7	Проектные и изыскательские работы	4190,72	31562,62	21552,30	57305,64
8	ИТОГО по части 2	4190,72	31562,62	21552,30	57305,64
9	ВСЕГО	20953,62	125376,54	107761,48	214409,51

Пояснения к таблице 19:

- Подготовку территории строительства приняли в размере 5,00 % от затрат на здания и сооружения (таблица 17, гр.5).
- Затраты на промышленные здания и сооружения берутся из таблицы 17. Данные графы 5 рассчитываются по нормативам, приведенным ранее (151,614x0,6x9).
- Затраты на электромеханическое оборудование взяты из таблицы 18.
- Затраты на инструмент и инвентарь приняты в размере 15% от затрат на электромеханическое оборудование.
- Неучтенные затраты приняты в размере 5 % от итогов строк с первой по четвертую во всех графах.
- Проектные и изыскательские работы, экспертиза и подготовка кадров принята 25 % от Итого по первой части.

5.3 Расчёт эксплуатационных затрат на обогащение сырья

5.3.1 Организация труда и заработной платы

Организация труда представлена в таблице 20.

Таблица 20-Баланс рабочего времени на одного рабочего

Показатели	Количество дней	Формулы расчета
Календарное время	365	T_k
Выходные дни	92	$T_{вых}$
Праздники	-	T_p
Номинальное время	273	$T_n = T_k - T_p$
Невыхода:		
по болезни	2	
отпуск	28	
прочие	1	
Итого	31	$T_{нев}$
Рабочий фонд времени	242	$T_p = T_n - T_{нев}$
Коэффициент списочного состава	1,51	$k_{сп} = T_k / T_p$

5.3.2 Расчёт численности рабочих проектируемого цеха.

Численность технологических рабочих определяется на основе практики работы аналогичного предприятия и количества единиц обслуживаемого оборудования. Расчёт численности рабочих фабрики сведен в таблицу 21.

Таблица 21-Расчёт явочной численности рабочих основного производства

Наименование профессий	Кол-во единиц обслуживания	Кол-во смен В сутки	Явочная численность, чел/час
Корпус крупного дробления			
Машинист дробилки	1	2	2
Итого			2
Главный корпус			
Машинист мельницы	4	3	6
Аппаратчик сорбции	36	3	6
Аппаратчик Автоклавное окисление	12	3	6
Машинист фильтрация	5	3	3
Аппаратчик флотации	4	3	3
Оператор фабрики	4	2	2
Аппаратчик приготовления реагентов	4	1	2
Обработчик проб	2	3	6
Химик аналитик	2	3	3
Дежурный слесарь ремонтник	4	3	3
Слесарь ремонтник	4	1	15
Дежурный электрослесарь	4	3	3
Электрослесарь	4	1	5
Итого	89	3	60
Всего основных рабочих	89		60

5.3.3 Расчёт фондов заработной платы основного производства

Расчет фондов заработной платы основного производства выполнен на основании действующих тарифных ставок, сдельных расценок, отработанного времени или объемов производства.

Расчет представлен в виде таблицы 22. Принятый режим работы 2 смены по 12 часов. Расчет численности и фонда заработной платы административно управленческого персонала представлен в таблице 23.

Гр. 2, 3 - определяется по нормам обслуживания оборудования и рабочих мест.

Гр. 4 - определяется суммированием данных гр. 2, 3.

Гр. 5 - определяется из баланса рабочего времени рабочих.

Таблица 22 - Расчет штата фонда заработной платы.

Наименование профессии	Расчет штата						Расчет фонда заработной платы									
	смены			Итого	Коэф. списочного состава	Списочный состав	Потребное кол-во чел. смен в год	Тарифная ставка Тыс.сум.	Тарифный заработок тыс. сум.	Доплата тыс.сум.			Общий фонд основ. з/пл. тыс. сум.	Дополнит. з/пл тыс. сум	Т _{Всего} осн. и доп. з/пл. тыс. сум	Т _{Всего} з/пл с учетом район. коэф. тыс. сум.
	1	2	3							премии	прочие доплаты	всего доплат				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17
Машинист дробилки	1	1		2	1,51	3,017	730	600	600	70,08	39,712	109,792	600,000	41,207	500,00	769,198
Машинист мельницы	2	2	2	6	1,51	9,050	2190	600	700,8	210,24	119,140	329,376	1030,176	123,620	1153,800	2307,594
Ап-чик сорбции	2	2	2	6	1,51	9,050	2190	600	700,8	210,24	119,140	329,376	1030,176	123,621	1153,800	2307,594
Ап-чик Авт-ное окис-е	2	2	2	6	1,51	9,050	2190	600	700,8	210,24	119,140	329,376	1030,176	123,621	1153,800	2307,594
Ап-чик флотации	1	1	1	3	1,51	4,525	1095	600	600	105,12	59,568	164,688	515,088	61,811	576,899	1153,797
Маш. сгустителей	1	1	1	3	1,51	4,525	1095	600	600	105,12	59,568	164,688	515,088	61,811	576,899	1153,797
Ап-чик приг-ния реагентов	2			2	1,51	3,017	730	600	600	70,08	39,712	109,792	343,392	41,207	500,00	769,198
Оператор фабрики	1	1		2	1,51	3,017	730	600	600	70,08	39,712	109,792	600,00	41,207	500,00	769,198

Продолжение таблицы 22.

Наименование профессии	Расчет штата						Расчет фонда заработной платы									
	смены			Итого	Коэф. списочного состава	Списочный состав	Потребное количество чел. смен в год	Тариф пал ставка тыс. сум.	Тарифный заработок тыс. сум.	Доплата тыс.сум.			Общий фонд з/пл. тыс. сум.	Дополнит. з/пл тыс.сум	Всего осн. и доп. з/пл. тыс. сум.	Всего з/пл. с учетом район. коэф. тыс. сум.
	1	2	3							премии	прочие доплаты	всего доплат				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17
Обработ. Проб	2	2	2	6	1,51	9,050	2190	600	700,8	210,24	119,140	329,38	1030,176	123,621	1153,80	2307,594
Химик аналитик	1	1	1	3	1,51	4,525	1095	600	700,4	105,12	59,568	164,69	865,090	61,811	926,901	1153,797
Дежурный слесарь ремонтник	1	1	1	3	1,51	4,525	1095	600	700,4	105,12	59,568	164,69	865,090	61,811	926,901	1153,797
Слесарь ремонтник	15			15	1,51	22,620	5475	600	700,4	459,90	260,610	720,51	2253,510	270,421	2523,93	5047,862
Дежурный электро-слесарь	1	1	1	3	1,51	4,5250	1095	600	350,4	105,12	59,568	164,69	865,090	61,811	926,901	1153,797
Электро-слесарь	5			5	1,51	7,541	1825	600	511,0	153,30	86,870	240,170	751,170	90,140	841,31	1682,621
Итого	37	15	13	65	1,51	52,786	12275	36000	3663,4	2190,00	1241,000	3431,00	6630,126	1287,700	7299,743	24037,440

Гр. 6 -списочный состав: $A_{СП} = A_{яв} \times K_{СП}$ -(определяется умножением данных гр.4 на гр.5).

Гр. 7 - определяется умножением данных гр. 6 на количество дней работы предприятия в году в зависимости от режима работы предприятия.

Гр. 8 - тарифные ставки приняты действующие на момент расчета из практики работы обогатительной фабрики, перерабатывающей соответствующее сырье. Гр. 9 - определяется умножением гр. 8 на гр. 7.

Гр.10 - принимается в соответствии с существующим положением для каждой отрасли (30 % от гр. 9).

Гр.11 - доплаты за работу в ночное время и праздничные дни 17 % от гр. 9.

Гр.14 - принимается по расчету в зависимости от режима работы фабрики (12 % от гр. 13).

Таблица23 - Расчёт численности и фонда заработной платы.

Наименование цехов, отделов служб и должностей	Кол-во человек по штату	Основной оклад в месяц, тыс. сум.	Годовой фонд зарплаты, тыс. сум.	Годовой фонд зарплаты с учетом районного коэф., тыс. сум.
1	2	3	4	5
Директор фабрики	1	2000,0	24000,0	116640
Главный инженер	1	1500,0	18000,0	103680
Технолог	1	1500,0	18000,0	97200
Конструктор	1	1000,0	12000,0	45360
Экономист	1	1000,0	12000,0	64800
Главный бухгалтер	1	1000,0	12000,0	45360
Бухгалтер	3	1000,0	12000,0	136080
Инженер по труду и з/п	1	1000,0	12000,0	45360
Инженер по Т/Б	1	1000,0	12000,0	64800
Начальник лаборатории	1	1000,0	12000,0	64800
Главный механик	1	1000,0	12000,0	97200
Механик	1	1000,0	12000,0	64800
Энергетик	1	800,00	12000,0	97200
Мастер	3	800,00	12000,0	194400
Итого	18	-	192000,00	1237680

Пояснения к таблице 23:

Основной оклад в месяц (гр. 3) принят согласно штатного расписания аналогичного предприятия.

Годовой фонд заработной платы определен путем перемножения данных граф (2х3)х12 мес.

Годовой фонд заработной платы с учетом районного коэффициента определен путем перемножения годового фонда заработной платы на районный коэффициент (100 %).

Расчеты данной таблицы используются в цеховых расхода по формуле (57):

$$\Pi = Q:Ч_{с.с} \quad (57)$$

Производительность труда на 1 трудящегося определена по формуле (58)

$\Pi = \Sigma St.п.:Чс.с.$ (58) где Π - уровень производительности труда; Q -годовой объем переработанного сырья (произведенного концентрата), т; $\Sigma St.п.$ - товарная продукция в действующих ценах, тыс.сум.; $Ч_{с.с}$ - среднесписочная численность работающих или рабочих, чел. Производительность труда на одного рабочего:

$$\Pi = (600000:60) = 10000 \text{ т/чел} \quad (58)$$

Производительность труда на одного трудящегося: $\Pi = (5,8 \times 529,62 \times 10^6) : ((60 + 18) \times 10^3) = 39382000$ тыс. сум./чел

5.3.4 Расчёт потребности вспомогательных материалов
Удельные нормы расхода, номенклатура реагентов, определена на основе технологической части проекта. Нормы расхода дробящих тел, футеровки, приняты по данным практики работы предприятия, имеющих аналогичную технологическую схему и перерабатывающих аналогичный состав сырья. Расчет расходов реагентов и материалов приведен в таблице 24. Пояснения к таблице 24:-
Наценки для снабженческих и сбытовых организаций принимаются 3,8 % к стоимости материалов по оптовым ценам.-Транспортные расходы приняты 5 % от «всего» при транспортировке на расстояние менее 1 тыс. км.
- Заготовительно-складские расходы приняты в размере 1,2 % от стоимости материалов.

Таблица 24 - Расчёт расходов материалов.

Наименование материалов	Ед.изм.	Расход на принятую единицу объёма	Объём переработанного сырья, тыс. т.	Общий расход на весь объём, т.	Цена единицы сум.	Сумма млн. сум.
Футеровка дробилки	кг	0,1	600	60	5620000	337.200000
Футеровка мельницы ПСИ	кг	0,1	600	60	26000000	1560.000000
Футеровка мельницы МШР	кг	0,1	600	60	22500000	1350.000000
Шары	кг	0,8	600	480	840000	403.200000
Футеровка гидроциклонов	кг	0,01	600	6	1750000	10.500000
Известь	кг	3,0	600	1800	560000	1008.000000
Анионид АМ-2Б	кг	0,74	600	444	4200000	1864.800000
Цианид	кг	1,0	600	600	3360000	2016.000000
Кислород	кг	0,3	50	15	36200000	543.000000
Серная кислота	кг	0,82	50	41	19000000	779.000000
Медный купорос	кг	0,45	600	270	1960000	529.200000
Бутиловый ксантогенат калия	кг	0,18	600	108	10630000	1148.040000
Флокулянт	кг	0,015	600	10	5600000	56.000000
Вспениватель Т-80	кг	0,13	600	78	2730000	212.940000
Итого						11817,8800
Неучтенные материалы						1126,1145
Всего						12943,9945
Оплата услуг снабженческих и сбытовых организаций						1265,430951
Транспортные расходы						1665,040725
Заготовительно-складские расходы						386,09640
Итого стоимость франко-участковый (приобъектный склад).						16260.5625

Таблица 25 - Расчет сумм амортизационных отчислений основных фондов

Наименование основных фондов	Сметная стоимость тыс. сум.	Принятый нормативный срок эксплуатации, год	Норма амортизации, %	Сумма амортизационных отчислений, тыс. сум.
1	2	3	4	5
Часть 1				
Дробилка щековая	6501,1993	15	6,7	433,4133
Пластинчатый питатель	5200,9595	7	14,3	742,9942
Конв. разгрузки дробилки	2600,4797	7	14,3	371,4971
Конв. ленточный	8451,5591	7	14,3	1207,3656
Конв. ленточный	10257,4478	7	14,3	1465,3497
Бункер	15747,3495	15	6,7	1049,8233
Конв. загрузки ПСИ	8451,5591	7	14,3	1207,3656
Мельница ПСИ	97517,9898	15	6,7	6501,1993
Классификатор	32505,9966	15	6,7	2167,0664
Мельница МШР	65011,9932	15	6,7	4334,1329
Гидроциклоны	31205,7567	13	7,7	2400,4428
Машина флотационная ФМП-12	109087,7167	15	6,7	7272,5144
Машина флотационная ФМП-6,3	41294,6549	15	6,7	2752,9770
Грохот барабанный	3250,5997	15	6,7	216,7066
Автоклав	57788,4384	20	5,0	2889,4219
Пачук	39007,1959	20	5,0	1950,3598
Сгуститель Ц-50	25306,5203	10	10,0	2530,6520
Сгуститель Ц-25	13965,5393	10	10,0	1396,5539
Система флокулянтов	6338,6693	10	10,0	633,8669
Оборуд. реагентного отделения	54176,6610	10	10,0	5417,6661

Продолжение таблицы 25

Наименование основных фондов	Сметная стоимость тыс. сум.	Принятый нормативный срок эксплуатации, год	Норма амортизации, %	Сумма амортизационных отчислений, тыс. сум.
1	2	3	4	5
Неучтенное технологическое оборудование	21175,7950	12	8,3	10561,1381
Подъемно-транспортное оборудование	42351,5940	20	5,0	5386,1804
Электрооборудование	30251,1330	7	14,3	13578,6061
Вентиляторы, насосы, компрессора	10285,3820	7	14,3	4526,2020
Средства автоматизации	12100,4510	7	14,3	7241,9233
Итого по части 1	721197,9837			88235,4190
Часть 2				
Корпус крупного дробления	12568,4160	25	4,0	502,7366
Главный корпус	122908,8000	25	4,0	4916,3520
Отделение сорбции	16567,2000	25	4,0	662,6880
Итого по части 2	152044,4160			6081,7766
Всего	873232,3990			94317,1956

5.4 Расчёт амортизационных отчислений основных фондов.

Амортизация определена исходя из установленных амортизационных групп и расчетных норм и сметной стоимости основных фондов. Расчет приведен в таблице 25.

Пример расчета ведется по формуле (59):

$$H_{ам} = (1 : T_{сл}) \times 100 \quad (59)$$

где $H_{ш}$ - норма амортизации, %;

$T_{сл}$ - срок службы основных фондов.

$$H_{ам1} = (1 : 15) \times 100 = 6,7\%; \quad (59)$$

$$H_{ам4} = (1 : 13) \times 100 = 7,7\%.$$

Расходы на все виды ремонтов

"Расход на все виды ремонтов" принимаем в размере 55,00 % от амортизации технологического оборудования и составляет:

$$0,55 \times 8823541,90 = 4852948 \text{ тыс. сум.}$$

Далее расчет аналогичен.

5.5 Платежи по обязательному страхованию

"Платежи по обязательному страхованию имущества" составляют 0,15 % от среднегодовой стоимости основных и оборотных фондов, которые составляют 8,00 - 12,00 % от основных.

Стоимость основных фондов из таблицы 19:

$$S_{о.ф} = 157103,87 \text{ млн. сум.}$$

Стоимость оборотных средств принимаем в размере 10,00 % от $S_{о.ф}$:

$$S_{о.ф} = 0,1 \times 157103,87 = 15710,387 \text{ млн. сум.}$$

Платежи по обязательному страхованию:

$$П_{стр.} = 0,0015 \times (157103,87 + 15710,387) = 259,22 \text{ млн. сум.}$$

5.5.1. Затраты на оплату процентов по краткосрочным ссудам банков.

Затраты на оплату процентов по краткосрочным ссудам банков составляют 1,0 - 2,0 % от стоимости товарной продукции. Стоимость золота:

$$S_{тп Au} = Ц_{к-т Au} \times M_{Au} = 529,62 \times 10^6 \times 4,6 = 243625200 \text{ тыс. сум.}$$

С учётом затрат на аффинаж 2 %:

$$S_{тп} = 243625200 - 0,02 \times 243625200 = 238752696 \text{ тыс. сум.}$$

Принимаем 1,00 % от $S_{тп}$, следовательно:

$$З_{пр.ссуд.} = 0,01 \times 238752696 = 2387526.96 \text{ тыс. сум.}$$

5.5.2 Цеховые расходы

Для расчета цеховых расходов составлена смета цеховых расходов, приведенная в таблице 26.

Таблица 26 - Смета цеховых расходов.

Наименование расходов	Сумма затрат, тыс.сум.
Основная и дополнительная зарплата цехового персонала	1237680,0
Отчисления на социальные нужды	476506,8
Амортизация зданий и сооружений цехового назначения	608177,7
Содержание зданий и сооружений	456133,2
Ремонт зданий и сооружений	152044,4
Охрана труда	336524,2
Прочие расходы цеха	244103,2
Итого цеховых расходов	3511169,5

Пояснения к таблице 26:

Статья 1- определяется по расчету, приведенному ранее.

Статья 2- принимается в размере 38,50 % от статьи 1.

Статья 3- определяется исходя из стоимости объектов цехового назначения (здания, сооружения, таблица 25) и нормы амортизации на них.

Статья 4- принимается в размерах 2,00 - 3,00 % от сметной стоимости зданий и сооружений цехового назначения таблица 19(3 %).

Статья 5- ремонт зданий и сооружений принимается в размере 0,50 - 1,50 % от сметной стоимости зданий и сооружения таблица 19 (1,00 %).

Статья 6- Принимается в размере 13,00 - 15,00 % от фонда заработной платы рабочих цеха или по нормам расхода в денежном выражении на одного рабочего в год, взятых из практики работы предприятия (14,00 %).

Статья 7 -Прочие расходы цеха принимаются, а размере 5,00 % от сумм цеховых расходов по статьям 1 - 6.

5.5.3 Общефабричные расходы.

Размер затрат по этой статье определяется в размере 16 % от себестоимости обогащения (затрат на передел). Себестоимость обогащения определяется как разница между цеховой себестоимости (таблица 26) и стоимостью сырья с затратами на его транспортировку.

ОР = 0,16x620403,9103= 9926462,6 тыс. сум.

5.5.4 Прочие производственные расходы

Прочие производственные расходы включают все виды налогов, включаемые в себестоимость, и представлены в таблице 27.

Таблица 27 - Расчет налогов включаемых в себестоимость

Виды налогов	Ставка налога,% к объекту налогообложения	Объект налогообложения	Сумма налога, сум.
Налог на землю		7,6 га.	6292800
Всего налогов	-	-	6292800

Расчет налога на землю производится по формуле (60):

$$ЗН = S_i \times H_3 \times K_i \quad (60)$$

Где ЗН - сумма земельного налога в расчете на год, сум.;

S_i - площадь земельного участка, Га (5,4 Га);

H_3 - ставка земельного налога за единицу площади, сум./м (0,36);

K_i -поправочный коэффициент к ставке земельного налога (обычно удорожающий) (2,3).

$$ЗН = 7,6 \times 10000 \times 0,36 \times 2,3 = 6292800 \text{ сум.} \quad (60)$$

5.5.5 Внепроизводственные расходы

Внепроизводственные расходы принимаются 1,50 - 2,00 % от общезаводской себестоимости.

Все приведенные выше расчеты сведены в калькуляцию себестоимости,

Таблица 28- Калькуляция себестоимости обогащения руд и производств

Наименование статей затрат	Годовой расход на весь объём обогащаемого сырья			На 1 т. перерабатываемого сырья	
	Кол-во, тыс. т.	Цена или тариф за един. измерения,	Сумма, тыс. сум.	Кол-во, тыс. т.	Сумма, сум.
1	2	3	4	5	6
Сырьё	600	117,84	7070400,00	600	1178400
Транспортные расходы	600		883800,00	600	58900
З/п производственных рабочих (основная и дополнительная)	600		1237680,00	600	82500
Отчисления на социальные нужды	600		476506,80	600	318

Вспомогательные материалы на технологические нужды	600		36617382,58	600	24412
Амортизация технологического оборудования	600		8823541,90	600	5882
Расходы на все виды ремонта	600		4852948,04	600	3235
Платежи по обязательному страхованию	600		378217,23	600	252
Затраты на оплату процентов по краткосрочным ссудам банков	600		2745550,08	600	1942
Цеховые затраты	600		3511169,50	600	2341
Цеховая себестоимость в т.ч.себестоимость обогащения	600		77202800,00	600	51580 48869
Общезаводские расходы	600		9926462,56	600	66,18
Прочие производственные расходы (налог на землю)	600		6292,80	600	4
Производственная (общезаводская)себестоимость	600		79019752,00	600	52679
Внепроизводственные расходы	600		1810658,93	600	1207
Полная себестоимость	600		70830410,93	600	53887

Примечание к таблице 28:

Затраты на сырье - статья 1 определяются исходя из количества обогащаемого сырья и стоимости 1 тонны.

- Затраты на транспортировку сырья - статья 2 не входят в стоимость 1 тонны, приняты в размере 5 % от стоимости сырья в зависимости от расстояния перевозки.
- Цеховая себестоимость рассчитана суммированием всех статей, а себестоимость обогащения, исключает 1 и 2 статью.
- Производственная себестоимость рассчитана суммированием цеховой себестоимости, 12 и 13 статей.
- Внепроизводственные расходы составляют 2 % от общезаводской себестоимости.

Полная себестоимость рассчитана суммированием общезаводской себестоимости и 14 статьи.

Таблица 29 - Распределение затрат на постоянные и переменные.

Наименование статей затрат	Годовой расход, тыс. сум.	Переменные тыс. сум.	Постоянные тыс. сум.
----------------------------	---------------------------	----------------------	----------------------

Сырьё	7070400,000	7070400,000	-
Транспортные расходы	883800,000	883800,000	-
З/п производственных рабочих (основная и дополнительная)	1237680,000	247536,000	990144,000
Отчисленная на социальные нужды	476506,800	95301,000	381205,800
Вспомогательные материалы на технологические нужды	36617382,576	36617382,576	-
Амортизация технологического оборудования	8823541,899	-	8823541,899
Расходы на все виды ремонта	4852948,045	-	4852948,045
Платежи по обязательному страхованию	378217,234	-	378217,234
Затраты на оплату процентов по краткосрочным ссудам банков	2912947,661	2912947,661	-
Цеховые затраты	3511169,500	-	3511169,500
Общефабричные расходы	9926462,565	-	9926462,565
Прочие производственные расходы (налог на землю)	6292,800	-	6292,800
Внепроизводственные расходы	1810658,928	1448527,142	362131,786

5.6. Расчёт и распределение прибыли.

5.6.1 Расчёт выручки от реализации товарной продукции

Товарной продукцией является насыщенная смола.

Расчет выручки от реализации продукции произведен по формуле (61):

$$S_{т. п.} = Ц \times Q_{лп.} \quad (61)$$

где S- стоимость реализуемой (товарной продукции), тыс. сум.;

Ц - цена единицы продукции;

Q_{лп.} - объем реализуемой продукции.

$$S_{т. п. Au} = 529,62 \times 10^6 \times 4,6 = 243625200 \text{ тыс. сум.} \quad (61)$$

С учётом затрат на аффинаж 2 % т.

5.6.2 Расчёт прибыли, рентабельности, нормы прибыли

Валовая (балансовая) прибыль рассчитана по формуле (62):

$$\Pi = (S_{тп.} - C_{п.}) + B_{н} \quad (62)$$

где Π - валовая прибыль;

C_{п.}- полная себестоимость товарной продукции, включая прочие производственные расходы;

B_н – вне реализационные доходы или расходы.

$$П = (2387526,96 - 234563,1624) + 0 = 215296379,76 \text{ тыс. сумм.} \quad (62)$$

В дипломной работе к внереализованным расходам относится налог на имущество, поэтому формула расчета прибыли, облагаемой налогом, будет иметь вид исходя из формулы (63):

$$П_{\text{н}} = S_{\text{т.п}} - C_{\text{п}} - Н \quad (63)$$

где $П_{\text{н}}$ - облагаемая налогом прибыль;

$Н$ - налог на имущество 2,00 % от($\Phi_{\text{ос}} + \Phi_{\text{об}}$).

$$П_{\text{н}} = 238752696 - 70830410,93 - 0,02 \times (157103700 + 15710380) = 133359469,07 \text{ тыс. сум}$$

Прибыль, остающаяся в распоряжении предприятия ЧП будет рассчитываться по формуле (64):

$$ЧП = П_{\text{н}} - Н_{\text{п}} \quad (64)$$

где $Н_{\text{п}}$ - налог на прибыль, 20 % от $П_{\text{н}}$.

$$ЧП = 133359469,07 - 0,20 \times 133359469,07 = 106687575,256 \text{ тыс. сум.} \quad (64)$$

6.7 Расчёт рентабельности продукции и нормы прибыли, фондоотдачи

Рентабельность производства продукции рассчитывается по формуле (65):

$$P = \frac{П}{C_{\text{н}}} \times 100 \quad (65)$$

где $П$ - прибыль от реализации продукции;

$C_{\text{н}}$ – полная себестоимость всего объема производства

$$P = \frac{(70830410,93 \times 100)}{106687575,256} = 66 \% \quad (65) \quad 4$$

Фондоотдача $\Phi\text{О}$ рассчитывается по формуле (66):

$$\Phi\text{О} = \frac{S_{\text{т.п.}}}{\Phi_{\text{ос}}} \quad (66)$$

$$\Phi\text{О} = \frac{238752696}{157103800} = 151 \text{ сум/сум} \quad (66)$$

Таблица 30- Специальная часть экономика.

Разделы экономической части	Содержание	Сумма тыс сум.
1	2	3
1. Единовременные затраты на выполнение собственно диссертации (расходные материалы и др.)	1.1. Заработная плата исполнителей, всего: в том числе:	103017,60
	-основная	70080,10
	-дополнительная	32937,60
	1.2. Накладные расходы (75% от п.1.1.)	77263,20
	1.3. Затраты на основные и вспомогательные расходные материалы (таблица)	1237680,00
	1.4. Затраты на электроэнергию	30261,30
	1.5. Затраты на амортизацию использованного оборудования при выполнении диссертации (расчет от стоимости оборудования)	288942,19
	1.6. Сумма единовременных затрат (пп.с 1.1 по 1.5.)	1737154,10
2. Инвестиции и единовременные затраты, связанные с внедрением разработанной в диссертации новой технологии, материала и др.)	Возможные варианты	
	2.1. Стоимость вновь приобретаемого дополнительного оборудования (это и есть инвестиции или капитальные вложения), на котором будет реализована новая технология и др. разработанная в диссертации	2914291,00
	2.2. Единовременные затраты на строительные-монтажные и пуско-наладочные работы.	264935,55
	2.3. Единовременные затраты на обучение персонала, который будет использовать новую разработанную в диссертации технологию.	794806,12
3 Сумма единовременных затрат на разработку и внедрение новой технологии П.1+плюс П.2	Здесь должны быть только единовременные т.е. понесенные - один раз затраты. Нельзя сюда включать эксплуатационные ежегодные издержки, т.к. они учитываются далее в П.5 этой табл.	5711186,7
	Возможные варианты	
4. Годовой эффект от внедрения диссертационной разработки 1	4.1. Прирост годового производства продукции агрегата, предприятия в натуральном выражении и соответственно прирост прибыли за год в денежном выражении.	26480999,9
	2	
	4.2. Сокращение годовых затрат за счет, снижения расходных коэффициентов, высвобождения персонала (количество и годовые оклады). Расчет Чистый Прибыль (ЧП) 6.6.2 из расчета.	173399450,8
	4.5. Суммарный годовой эффект.	199880450,7

5.Дополнительные годовые издержки на эксплуатацию внедренной новой технологии, производства новой продукции и др.	Возможные варианты	
	5.1. Дополнительные затраты на закупку сырья и других расходных материалов в связи с внедрением новой технологии	794806,52
	5.2. Аренда дополнительного оборудования, дополнительных помещений и др.	31111,1
	5.3.Эксплуатация оборудования	123605,8
	5.4. Зарплата дополнительного персонала	32937,6
	5.5. Другие дополнительные издержки	2649355,5
	5.6. Сумма дополнительных годовых издержек (тут только годовые текущие затраты на эксплуатацию внедренной новой технологии, разработки и др.) – дать сводную таблицу с расчетом	3631810,2
6. Итоговый годовой эффект от внедрения дипломной разработки		22849189,10

5.8 Техничко-экономические показатели.

Основные технико-экономические показатели проектируемой фабрики представлены в приложении А.

Себестоимость одной тонны насыщенной смолы рассчитывается по формуле(67):

$$C_{\text{нас.смолы}} = C_{\text{п}} \cdot M_{\text{дл}} \quad (67)$$

$$C_{\text{нас.смолы}} = 70830410,93 : 4,6 = 15397915,412 \text{ тыс. сум./т} \quad (67)$$

Величина капитальных вложений по формуле(68):

$$K_{\text{вл}} = C_{\text{мет.стоим.}} + 3_{\text{пр.}}, \text{ тыс. сум.} \quad (68)$$

где $3_{\text{пр}}$ - проектные затраты, тыс. сум.

Сметная стоимость из таблицы 19.

$$K_{\text{вл}} = 157103,8 + 57305,64 = 214409,44 \text{ млн. Сум.} = 214409440 \text{ тыс. сум.} \quad (68)$$

Срок окупаемости рассчитывается по формуле (69):

$$T_{\text{ок.}} = K_{\text{вл.}} : \text{ЧП} \quad (69)$$

$$T_{\text{ок.}} = 214409440 : 106687575,256 = 2 \text{ года} = 24,1 \text{ мес} = 735 \text{ дня.}$$

Все выше приведенные расчёты произведены с использованием таблиц 24 и 25.

Таблица 31- Техника экономические показатели.

Показатели	Ед.измер	До внедрения	После внедрения
1. Единовременные затраты на разработку и			

внедрение результатов диссертации	Тыс сум.	5711186,723	1737154,10
В том числе:			
1.1. Затраты на внедрение	Тыс сум.	4675332,1	3974032,6
2. Прирост годового производства	Тыс сум.	18113443,2	26480999
3. Дополнительные издержки в год.	Тыс сум.	4539762,75	3631810,2
4. Итоговая чистый прибыль	Тыс сум.	100005360	106687575,25
5. Извлечение производство по Au	%	85%	92%
5. Окупаемость инвестиций	лет	2.5	2

Заключение

В данном дипломном проекте была разработана схема строительства цеха автоклавное выщелачивание.

В результате выполненных в проекте расчётов, были определены оптимальные технологические режимы процесса. Сделан вывод о целесообразности данного производства.

Разработанный процесс позволяет комплексно использовать содержащиеся в концентрате ценные компоненты, увеличить количество товарной продукции, уменьшить количество выброса вредных веществ. Это является несомненным преимуществом перед технологией, которая использовалась на заводе ГМЗ-4 до масштабной перепланировки. Также схема переработки золотосодержащих флотационных концентратов упорных руд позволяет данным методом фактически минимально вредное для окружающей среды удаление мышьяка и сурьмы присущее рудам месторождений Марджанбулак.

Предлагаемые в разделе БЖД проекта пути решения задачи по минимизации энергетических затрат, и по совершенствованию технологических процессов, также позволят улучшить экологические показатели и повысить эффективность производства, что в свою очередь приведет к финансовому и экономическому успеху предприятия.

В соответствии с проведенными расчётами, в результате выполнения предложенной планировки цеха будут достигнуты следующие технико-экономические показатели: извлечение золота в товарную продукцию увеличится, сумма годовой прибыли составит 106687575,25 тыс.сум., срок окупаемости данного проекта составит 2 лет.

Список использованная литература

1. Каримов И.А. Мировой финансово-экономический кризис, пути и меры по его преодолению в условиях Узбекистана. – Т. :Узбекистан, 2009.-56с.
- 2 Стрижко Л.С. «Металлургия золота и серебра», Москва – 2001 г.
- 3 Масленицкий И.Н., Чугаев Л.В. «Металлургия благородных металлов», Москва – 1987 г.
- 4 Набойченко С.С.,Ни.Л.П, Шнерсон.Я.М, Чугаев.Л.В. «Автоклавная гидрометаллургия цветных металлов» Екатеринбург,2002г
- 5 Барченков В.В. «Основы сорбционной технологии извлечения золота и серебра из руд», Москва – 1982 г.
6. СтрижкоЛ.С.,РаимжановБ.Р, Абдурахманов С.А, Аскарлов М.А «Металлургия благородных металлов» металлургические расчеты, Навои - 2001 г.
7. Журнал «Цветные металлы» 1999 – 2004 гг.
- 8 Журнал «Горный вестник Узбекистана» 2000 –2004 гг.
9. Юбилейный журнал НГМК.
10. Конспект лекций по курсу «Комплексная переработка сырья благородных металлов».
- 14 Борбат В.Ф., Воронов А.Б. «Автоклавная технология переработки никель-пирротиновых концентратов» М.: Металлургия, 1980. 185 с.
- 15Б.С.Кривов, А.П.Руднев «Техника безопасности и противопожарная защита на обогатительных фабриках»
- 16 СНиП 11-90-81. Производственные здания промышленных предприятий. Нормы проектирования. М., "Госстрой СССР", 1981.
- 17 ГОСТ 12.0.003-74ИБТ. Опасные и вредные производственные факторы. Классификация. М., Изд-во стандартов, 1975.
- 18 ГОСТ 12.3.002-75ИБТ. Процессы производственные. Общие требования безопасности. М., Изд-во стандартов, 1975.
- 19 Кропачев Г.А.; Гавриленко А.Ф.; Горячкин В.И.; Шестакова Р.Д.; Нафталъ М.Н.; Марков Ю.Ф.; Турчанович О.А.; Вашкеев В.М.; Козлов С.Г.; Федоров В.Н.Реферат Москва МИСиС-2008г
- 20 Лодейщиков В.В. «Упорные золотые руды и основные принципы их

металлургической переработки.» Гидрометаллургия золота, М., Наука, 1980г.