

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

Направление бакалавриата – 5520400 «Металлургия»

П О Я С Н И Т Е Л Ь Н А Я З А П И С К А

к выпускной квалификационной работе

на тему: Выбор, обоснование и расчет технологии переработки золотосодержащих окисленных руд

Выпускник: _____ **Файзиев У.У.**

Руководитель: _____ **Ахтамов Ф.Э.**

Зав. кафедрой: _____ **Донияров Н.А.**

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

_____ (фамилия, имя, отчество)

Тема работы: « Выбор, обоснование и расчет технологии переработки
золотосодержащих окисленных руд _____»

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

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

3. Исходные данные к работе: Q=100 т/ч, состав руды: Au - 3 г/т, Ag - 5 г/т, SiO₂-70%, Al₂O₃-8%, CaCO₃-5,35%, MgCO₃-4,2%, Cu₂S-0,125%, PbS-0,346%, ZnS-0,298%, FeS₂-2,198%, Fe₂O₃-4,13%

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

5. Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей) 1. Технологическая схема 2. Схема цепи аппаратов 3. Качественно-количественная схема 4. Разрез цеха сорбции.

Содержание

Введение	4
1. Теоретическая часть.....	5
1.1. Руды и минералы благородных металлов.....	5
1.2. Свойства благородных металлов.....	6
1.3. Применения золота и серебра.....	7
1.4. Методы переработки золотосодержащих руд.....	9
1.4.1. Подготовка руд к извлечению золота и серебра.....	9
1.4.2. Гравитационные методы извлечения золота из руд.....	10
1.4.3. Цианирование золотосодержащих руд.	11
1.5. Методы выделения золота из золотосодержащих растворов.....	13
1.5.1 Цементация благородных металлов цинком.....	13
1.5.2. Сорбционно-адсорбционное выделение благородных металлов.....	14
1.5.3. Десорбция благородных металлов. регенерация ионита.....	16
1.4.4. Осаждение благородных металлов из тиомочевинных растворов.....	17
2. Технологическая часть	20
2.1. Технологическая схема переработки золотосодержащих окисленных руд.....	20
2.2. Расчет технологических показателей гравитационного обогащения	21
2.3. Расчет цианирование хвосты гравитационного обогащения	24
2.4. Расчет материального баланса сорбционного цианирования руды	28
3. Безопасность жизнедеятельности.....	30
3.1. Охрана труда и техника безопасности.....	30
3.2. Экология и охрана окружающей среды.....	31
4. Экономическая часть.....	34
Список использованных источников.....	40

ВВЕДЕНИЕ

Полезные ископаемые являются основой народного хозяйства, и нет ни одной отрасли, где бы не применялись полезные ископаемые или продукты их обработки.

Горнодобывающая промышленность имеет дело с твёрдыми полезными ископаемыми, из которых при современном уровне техники целесообразно извлекать металлы или другие минеральные вещества. Главными условиями при разработке месторождений полезных ископаемых являются повышение извлечения их из недр и комплексное использование. Это обусловлено:

- значительными материальными и трудовыми затратами при разведке и промышленном освоении новых месторождений;
- возрастающей потребностью различных отраслей народного хозяйства практически во всех минеральных компонентах, входящих в состав руды;
- необходимостью создания безотходной технологии и тем самым предотвращения загрязнения окружающей среды отходами производства.

По этим причинам возможность промышленного использования месторождения определяется не только ценностью и содержанием полезного ископаемого, его запасами, географическим расположением, условиями добычи и транспортирования, другими экономическими и политическими факторами, но и наличием эффективной технологии переработки добываемых руд.

Последовательный рост в экспорте доли продукции с высокой добавленной стоимостью, свидетельствует о растущем потенциале и возможностях нашей экономики. Вместе с тем, это направление является важнейшим в достижении снижения зависимости экспорта от воздействия часто повторяющихся колебаний мировых цен на сырьёвые ресурсы. Это особенно важно в нынешних условиях мирового экономического кризиса, когда сырьёвая направленность экспорта и излишняя зависимость от рисков и капризов мирового рынка превращаются в серьёзный фактор снижения валютных поступлений, ухудшения финансовой устойчивости дестабилизации экономики отдельных стран. [1].

Вопрос увеличения количества добываемого золота стоит перед государством на одном из первых мест и совершенствование методов и процессов извлечения золота из руд, снижение его себестоимости является важной государственной задачей.

В отечественной золотоизвлекательной промышленности широкой распространение получило сорбционная технология. Уже в течение многих лет в Узбекистане работает ряд предприятий, использующих процесс сорбции золота ионообменными смолами непосредственно из рудных пульп. Успешно решены вопросы регенерации ионообменных смол, осаждения золота из получаемых элюатов. Накопленный опыт свидетельствует о больших преимуществах сорбционной технологии.

В данной выпускной работе подробно описаны и выявлены технологии переработки золотосодержащих окисленных руд на основании анализа практической деятельности и показателей действующего предприятия.

I. ТЕОРЕТИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

1.1. Руды и минералы благородных металлов.

Золотосодержащие руды по вещественному составу характеризуется большим разнообразием. В некоторых рудах более 90% по массе составляет кварц, в других наряду с кварцем преобладающими минералами являются оксиды железа (до 29%), карбонаты (до 20-30%), барит (до 50-60%), турмалин (до 50%). Содержание сульфидов (в основном FeS_2 , Fe_nS_{n+1}) колеблется от 0 до 80%. В различных количествах в рудах присутствуют и многие другие минералы, а также вмещающие породы (граниты, диориты, сланцы и другие).

Руды значительно различаются также по гранулометрическому составу золота и ассоциации его с другими минералами. В технологическом отношении важнейшими признаками, определяющими характер золотосодержащих руд, является:

- наличие в рудах наряду с золотом других полезных компонентов, имеющих промышленное содержание;
- содержание в рудах окисленных минералов по сравнению с сульфидными, то есть степень окисления руд;
- наличие в рудах компонентов, существенно осложняющих технологию переработки;
- характер золота в рудах, в первую очередь крупность частиц.

По содержанию полезных компонентов руды разделяются на золотые, золото-пиритные, золото-мышьяковые, золото-серебряные, золото-медные, золото-сурьмяные, золото-урановые и золото-полиметаллические. К золото-полиметаллическим относят руды, имеющие, кроме золота, ещё два и более промышленно ценных компонентов, например медь, свинец, цинк, серебро, пирит, барит и другие.

Руды содержащие не менее 60% кварца и не более 12% глинозёма, часто используют в качестве флюсов на пиromеталлургических заводах. Такие руды называются золото-кварцевыми, так как в них промышленную ценность представляют оба компонента – золото и кварц.

По степени окисления руды подразделяют на первичные (сульфидные), частично окисленные (смешанные) и окисленные. Наибольшее промышленное значение имеют первичные, содержащие от десятых долей до 80-90% сульфидов. В некоторых рудах присутствуют и окисленные минералы в небольших количествах.

Окисленные руды обычно содержат в значительных количествах оксиды железа, а также оксиды других металлов. К ним относятся также шламистые и глинистые руды. Сульфиды в них отсутствуют или присутствуют в незначительном количестве, не имеющем практического значения.

Частично окисленные руды, наряду с сульфидными содержат окисленные минералы железа и других металлов. К компонентам руд осложняющим технологические процессы их переработки, следует отнести: минералы меди (кроме халькопирита и хризоколы) и сурьмы, пирротин, углистые вещества, соединения селена и теллура.

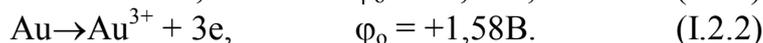
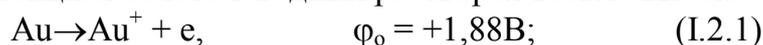
Геометрическая форма и структура частиц золота влияют на поведения его некоторых процессах. При гравитационном обогащении изометричные и монолитные частицы извлекаются лучше, чем частицы с развитой поверхностью или губчатые. При цианировании, наоборот, быстрее растворяются частицы золота с более развитой поверхностью, в том числе губчатые. Флотируется лучше пластинчатые и чешуйчатые частицы. В состав самородного золота входят примеси серебра, меди, железа, бериллия и другие.

I.2. Свойства благородных металлов.

Золото и серебро – металлы соответственно желтого и белого цвета. Они имеют гранцентрированную кубическую решетку, отличаются исключительной ковкостью и тягучестью. Тепло – и электропроводность обоих металлов весьма высоки: серебро в этом отношении превосходит все другие металлы, золото уступает лишь меди и серебру. Близость размеров кристаллических решеток обоих металлов позволяет получать их сплавы в виде непрерывного ряда твердых растворов. Важнейшие физические свойства золота и серебра приведены в таб. I.2.1. Отличительной особенностью этих элементов является склонность к комплексообразованию и легкость восстановления большинства их соединений до металлов.

Химические свойства золота. Золото – благородный металл. Низкая химическая активность является важным и характерным свойством этого металла. На воздухе, даже в присутствии влаги золото практически не изменяется. Золото соединяется с галогенами, причем с бромом процесс идет уже при комнатной температуре, а с фтором, хлором, йодом – при нагревании.

Электродный потенциал золота в водных растворах весьма высок:



Поэтому золото не растворяется ни в щелочах, ни в таких кислотах, как серная, азотная, соляная, плавиковая, а также органических. Золото легко растворяется в царской водке, насыщенной хлором соляной кислоте, в водных растворах цианидов щелочных и щелочноземельных металлов в присутствии кислорода.

В своих химических соединениях золото может иметь степень окисления +1 и +3. Все соединения золота относительно непрочно и легко восстанавливаются до металла, далее простым прокаливанием.

Таблица I.2.1.

Важнейшие физические свойства золота и серебра.

№	Свойства	Au	Ag
1	Атомный номер	79	47
2	Атомная масса	196,967	107,868
3	Плотность (при 20 ⁰ С), г/см ³	19,32	10,49
4	Тип кристаллической решетки	Гранецентрированная кубическая	
5	Атомный радиус, нм	0,144	0,144
6	Температура плавления, ⁰ С	1064,4	960,5
7	Температура кипения, ⁰ С	2880	2200
8	Теплоемкость (при 25 ⁰ С), Дж/(моль·К)	25,2	25,4
9	Теплота плавления, кДж/моль	12,5	11,3
10	Теплота кипения, кДж/моль	368	285
11	Теплопроводность (при 25 ⁰ С), Вт/м·К	315	433
12	Удельное электросопротивление (при 25 ⁰ С), мкОм · см	2,42	1,61
13	Твердость по Моосу	2,5	2,7

Оксид золота (I) – порошок серо-фиолетового цвета, при температуре выше 200°C разлагающейся на элементы:



В воде Au_2O практически нерастворим, во влажном состоянии диспропорционирует на золото и Au_2O_3 :



Оксид золота может быть получен только косвенным путем, например, действием на холоду водным раствором едкой щелочи на AuCl :



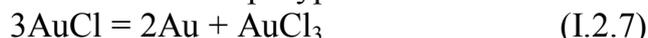
При осторожном нагревании (не выше 200°C) полученный гидроксид переходит в Au_2O . Гидроксид Au (I) золото растворим в крепких щелочах с образованием ауритов, например $\text{Na} [\text{Au}(\text{OH})_2]$.

Галиды золота (I) – довольно устойчивые соединения. Они могут быть получены термическим разложением соответствующих галидов Au (III).

Хлорид Au (I), образующийся при осторожном нагревании (до 180-190°C) хлорида Au (III),



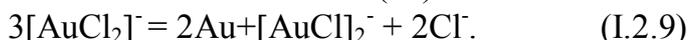
разлагается на элементы уже при температуре выше 200°C и представляет собой порошок бледно-желтого цвета, медленно диспропорционирующий на металлическое золото и хлорид Au (III), далее при комнатной температуре:



В концентрированных растворах хлоридов щелочных металлов AuCl растворяется с образованием комплексных анионов AuCl_2^- :



Однако эти анионы также довольно быстро диспропорционируют с выделением металла и образованием комплексных анионов Au (III):



Интерес представляет весьма прочный цианидный комплекс $\text{Au}(\text{CN})_2^-$. Комплексные цианистые соли натрия, калия и кальция являются хорошо растворимыми соединениями и могут быть получены растворением металлического золота в водном растворе соответствующего цианида при доступе кислорода воздуха:



Эта реакция лежит в основе процесса цианирования – наиболее распространенного метода извлечения золота из коренных руд.

Для гидрометаллургии золота значительный интерес представляет тиомочевинный комплекс золота $\text{Au}[\text{CS}(\text{NH}_2)_2]_2^+$. Он может быть получен растворением металлического золота в кислом водном растворе тиомочевинны в присутствии ионов Fe(III):



Тиомочевинный комплекс, в отличие от рассмотренных выше, является катионным. На этом основана применение тиомочевинны для десорбции золота с анионообменных смол.

I. 3. Применения золота и серебра.

Прежде всего, золото остается материалом, хранящемся в государственных резервах и частном накоплении, что связано с его высокой мобильностью и ликвидностью, т.е. способностью служить абсолютным покупательным и платежным средством. Золото очень технологично из него легко изготовить сверхтонкую фольгу и микронную проволоку, оно хорошо паяется и сваривается под давлением, золотые покрытия легко наносятся на металлы и керамику. Золото полностью отражает инфракрасные лучи, в Сплавах обладает каталитической активностью. Такая совокупностью полезных свойств золота является

причиной его широкого использования в важнейших отраслях современной технике: электронике, технике связи, космической и авиационной технике, ядерной энергетике и т.д.

Золото и его сплавы широко применяют для изготовления контактов в слаботочной технике. В виде тонких покрытий на стекле, керамике, кварце золото широко используют в электронных устройствах полупроводниковых элементах, микросхемах для передачи электрического тока. Ценными свойствами обладают припои на основе золота. Они могут смачивать самые различные материалы, имеют высокую коррозионную стойкость, технологичность, обеспечивают большую прочность и жаропрочность паянных соединений. Припои на основе золота используют также для пайки наиболее ответственных узлов ядерных энергетических установок, самолетных и ракетных двигателей, космической аппаратуры и т.д.

Золото и его сплавы употребляют для изготовления прецизионных потенциометров, термопар, термометров сопротивления. Благодаря высокой отражательной способности по отношению к инфракрасным лучам, покрытия золотом используют для защиты космических аппаратов от солнечной радиации.

Значительное количество золота потребляет стоматология: коронки и зубные протезы изготавливают из сплавов золота с серебром, медью, никелем, платиной, цинком. Соединение золота входят в состав некоторых медицинских препаратов, используемых для лечения ряда заболеваний.

Традиционным и самым крупным потребителем золота является ювелирная промышленность. Ювелирные изделия изготавливают не из чистого золота, а из его сплавов с другими металлами значительно превосходящие золото по механической прочности и стойкости. В настоящее время для этого служат сплавы Au-Ag-Cu, которые содержат добавки цинка, никеля, кобальта, палладия.

Подобно золоту серебро обладает замечательными техническими свойствами, благодаря которым его широко применяют в промышленности. Серебро и теплопроводностью, сочетающейся с низкой химической активностью, пластичностью, большой отражательной способностью. Весьма ценными свойствами обладают некоторые соединения серебра.

В отличие от золота, серебро в основном расходуют на чисто технические цели. Важнейшей сферой потребления серебра является производство светочувствительных материалов для кино- и фото промышленности. Расход серебра на производство кино- и фотоматериалов неуклонно возрастает, однако, не смотря на все усилия ученых, полноценных заменителей серебра для этих целей пока не найдено. Крупной областью применения серебра является электротехника и электроника, где высокая электропроводность серебра в сочетании с химической стойкостью предопределили широкое использование его для изготовления контактов проводников.

1.4. Методы переработки золотосодержащих руд

1.4.1. Подготовка руд к извлечению золота и серебра

Технологические схемы переработки золотых руд отличаются большим разнообразием. Выбор той или иной схемы зависит от многих факторов, из которых главными являются характер золота в руде, прежде всего его крупность, вещественный состав руды, характер минералов с которыми ассоциировано золото, присутствие в руде других ценных компонентов, присутствие компонентов осложняющих технологию обработки.

В технологический процесс извлечения золота из рудного сырья входят подготовительные (дробление, измельчение), обогащительные (гравитационное обогащение, флотация и т.д.) и металлургические (амальгамация, цианирование, плавка, обжиг и т.д.) операции. Выбранная технологическая схема должна обеспечивать высокое извлечение золота, комплексное использование сырья, минимальные удельные затраты материальных, энергетических и трудовых ресурсов, минимальное загрязнение окружающей среды отходами производства.

Конечной продукцией золотоизвлекающих предприятий является черновое золото или богатые золотосодержащие осадки. Дальнейшая переработка этих продуктов осуществляется на специализированных аффинажных заводах с получением золота и серебра высокой чистоты.

Добытая руда представляет собой крупные куски (до 500 мм, а иногда и крупнее), то ее прежде всего дробят и измельчают. Задача этих операций – полное или частичное раскрытие зерен золотосодержащих минералов, в основном частиц самородного золота, и приведение руды в состояние, обеспечивающее успешное протекание последующих обогащительных и гидрометаллургических процессов. Операции дробления и особенно тонкого измельчения энергоёмки, и расходы на них составляют значительную долю общих затрат на переработку руды (от 40 до 60%). Поэтому нужно иметь виду, что измельчение всегда нужно заканчивать на той стадии, когда благородные металлы окажутся достаточно вскрытыми для окончательного их извлечения.

Поскольку основной приём извлечения золота и серебра для большинства руд – гидрометаллургические операции, то необходимая степень измельчения должна обеспечить возможность контакта растворов с раскрытыми зёрнами золотых и серебряных минералов. Ясно, что чем тоньше вкрапленность золота, тем глубже должно быть измельчение. Для руд с крупным золотом обычно бывает достаточно грубого измельчения (90 % класса – 0,4 мм). Но поскольку в большинстве руд наряду с крупным золотом присутствует и мелкое, чаще всего руды измельчают более тонко (до – 0,074 мм). В отдельных случаях руду приходится подвергать еще более тонкому измельчению (до 0,044 мм).

Схемы дробления и измельчения варьируют в зависимости от вещественного состава руд и их физических свойств. Как правило, руду вначале подвергают

крупному и среднему дроблению в щековых и конусных дробилках с поверочным грохочением. Иногда применяют третью стадию мелкого дробления, осуществляемую в короткоконусных дробилках. Дробленный материал поступает на мокрое измельчение, которое чаще всего осуществляет в шаровых и стержневых мельницах. Руды обычно измельчают в несколько стадий.

В схемах обработки золотых руд значительное место занимают операции классификации измельченного материала по крупности. В последнее время на большинстве золотоизвлекательных фабрик в качестве классифицирующего аппарата на всех стадиях обработки, вместо спиральных классификаторов широкое распространение получили гидроциклоны разных конструкций.

1.4.2. Гравитационные методы извлечения золота из руд.

Благородные металлы характеризуются высокой плотностью, намного превышающей плотность минералов вмещающей породы. Поэтому для извлечения самородных благородных металлов из руд эффективны гравитационные процессы.

В большинстве золотосодержащих руд содержится определенное количество крупного свободного золота (+0,1 мм), которое плохо извлекается не только флотационным обогащением, но и при гидрометаллургической переработке. Поэтому предварительное выделение его гравитационным обогащением в начале технологического процесса позволяет снизить потери золота с отвальными хвостами и выделить часть его в виде быстро реализуемого золотосодержащего концентрата.

В современной практике извлечения золота из руд коренных месторождений применяют следующие основные аппараты для гравитационного обогащения: отсадочные машины, концентрационные столы, барабанные концентраторы, гидроциклоны.

Извлечение золота в отсадочных машинах. Обогащение отсадкой основано на разделении минеральных зерен по плотности в воде, колеблющейся относительно разделяемых зерен в вертикальной плоскости. Пульсация среды создается специальным приводным механизмом. Отсадочные машины широко используют для улавливания свободного золота в цикле измельчения. При измельчении золотосодержащих руд мельницы, как правило, работают в замкнутом цикле с классификатором. Вскрывшиеся при измельчении частицы золота сами не измельчаются, так как золото ковкий металл. Поэтому крупные тяжелые частицы свободного золота будут аккумулироваться в циркулирующей нагрузке (классификатор-мельница). Для вывода свободного золота на разгрузке мельницы перед классификатором устанавливают отсадочные машины. Отсадочные машины, устанавливаемые в цикле измельчения золотосодержащих руд, обычно обеспечивают получение черного концентрата при выходе от десятых долей до нескольких процентов и извлечении свободного золота до 20-40% и более в зависимости от крупности золота в исходной руде.

Извлечение золота на концентрационных столах. Как правило, черновые гравикоцентраты подвергаются дополнительной доводке (перечистке). Для этой цели чаще всего используют концентрационные столы. Обогащение на столах – это процесс разделения минеральных частиц по плотности в тонком слое воды, текущей по слабонаклонной плоскости, совершающей возвратно-поступательное движение в горизонтальной плоскости в направлении, перпендикулярном направлению движения воды. Крупные легкие частицы, находящиеся сверху, легче смываются поперечным потоком воды вследствие их большого размера и меньшей защищенности нарифлением, чем мелкие тяжелые частицы, находящиеся внизу. Кроме того, по мере движения материала вдоль стола высота рифлей становится все меньше, что способствует смыванию более мелких легких частиц. В результате на столе образуется веер из частиц разной плотности и крупности. Напротив загрузочной коробки смываются наиболее тонкие частицы, не успевшие осесть на поверхность деки. Далее образуется полоса легких крупных частиц, затем полоса промежуточной плотности и наконец, полоса тяжелых частиц. Отдельные полосы веера собираются в разные приёмники. Основным достоинством концентрационных столов является то, что они позволяют получать богатые концентраты при высоком извлечении золота. Однако, поскольку обогащение на столах осуществляется в тонком слое воды, производительность этих аппаратов низкая. Поэтому на золотоизвлекательных фабриках концентрационные столы применяют только в качестве перечистных аппаратов, как правило, для перечистки концентратов отсадочных машин.

1.4.3. Цианирование золотосодержащих руд.

Гравитационные методы обогащения позволяет извлекать из руд только относительно крупное золото. Однако подавляющее большинство золотосодержащих руд, наряду с крупным золотом, содержит значительное, а иногда и преобладающее количество мелкого золота, практически неизвлекаемого этими методами. Поэтому хвосты гравитационного обогащения содержат значительное количество золота, представленного мелкими золотинами. Основным методом извлечения мелкого золота является процесс цианирования.

Сущность этого процесса заключается в выщелачивании благородных металлов с помощью разбавленных растворов цианистых солей щелочных или щелочноземельных металлов (KCN , NaCN , $\text{Ca}(\text{CN})_2$) в присутствии кислорода воздуха.

Общая реакция растворения золота и серебра в цианистых растворах выглядит следующим образом:



Цианистый процесс вошёл в практику золотоизвлекательной промышленности в конце XIX века, когда обогатительной и гидрометаллургической аппаратуры ещё не существовало. Стоимость тонкого измельчения в то время была высока, не были разработаны приёмы непрерывного выщелачивания, обезвоживания и фильтрования больших масс тонкоизмельчённого материала. Поэтому в первый период развития цианистого процесса использовали установки для обработки грубоизмельчённого материала методом просачивания. Такой приём обработки не допускал присутствия

в материале глины, илов и вообще тонкодисперсных частиц. Поэтому перед выщелачиванием просачиванием измельчённую руду подвергали классификации для отделения мелких частиц (илов). Зернистую часть (пески) обрабатывали методом просачивания, а илы направляли в отвал или складировали для обработки в будущем.

По мере совершенствования гидрометаллургической аппаратуры (создание чанов с перемешиванием пульпы, фильтров, сгустителей и т.д.) был внедрён в практику и широко распространился процесс так называемого отдельного цианирования песков и илов. По этой схеме зернистую фракцию (пески) обрабатывали методом просачивания (перколяцией), иловую фракцию методом перемешивания (агитацией).

С развитием техники измельчения, сгущения и фильтрования и с переходом к обработке руд с тонковкрапленным золотом тонкому измельчению стали подвергать всю массу руды и выщелачивать всю пульпу в чанах с интенсивным перемешиванием. Такой процесс называется полным иловым. Благодаря своим преимуществам (значительная скорость, высокое извлечение золота) этот процесс быстро получил распространения. В настоящее время подавляющее большинство золотоизвлекательных предприятий работает по схеме полного илового процесса (с извлечением крупного золота методом гравитационного обогащения). Цианирование просачиванием утратило своё былое значение, и в настоящее время этот метод применяют для извлечения золота и серебра из бедных руд. Вместе с тем в последние годы довольно широко распространился метод кучного выщелачивания, являющийся по существу разновидностью выщелачивания просачиванием.

Цианирование перемешиванием – значительно более эффективный процесс по сравнению с цианированием просачиванием. Это объясняется хорошим вскрытием выщелачиваемого золота (вследствие тонкого измельчения руды), благоприятными условиями диффузионного подвода ионов CN^- и молекул растворённого кислорода к поверхности золотин (вследствие интенсивного перемешивания), и энергичным накислоороживанием пульпы в процессе выщелачивания. Поэтому по скорости выщелачивания и полноте извлечения золота цианирование перемешиванием значительно превосходит цианирование просачиванием и кучное выщелачивание.

Рудные пульпы, поступающие на выщелачивание перемешиванием, имеют повышенную (по сравнению с водными растворами) вязкость, что затрудняет диффузию ионов CN^- и молекул растворённого кислорода к поверхности растворяющихся золотин. Кроме того, сульфидные минералы, часто присутствующие в золотых рудах, довольно легко окисляются растворённым кислородом, в результате чего его концентрация в жидкой фазе пульпы может стать значительно ниже равновесной (при данной температуре и парциальном давлении кислорода). Это же замедляет растворение золота. поэтому при цианировании тонкодисперсных пульп особое значение имеет энергичное перемешивание и непрерывное насыщение пульпы кислородом воздуха.

Процесс ведут при концентрации $NaCN$, составляющей 0,01-0.1% (чаще всего 0,02-0,05%) и концентрации CaO , равной 0,01-0,03% (pH=10-11). Цианистые растворы не агрессивны, поэтому для изготовления оборудования применяют такие доступные материалы, как обычная углеродистая сталь, чугун и т.п.

1.5. Методы выделения золота из золотосодержащих растворов

Для выделения золота и серебра из цианистых растворов могут быть использованы следующие методы:

- 1) осаждение цинком;
- 2) осаждение алюминием;
- 3) сорбция ионообменными смолами;
- 4) сорбция активными углями;
- 5) экстракция.

С начала развития цианистого процесса и до последнего времени основным и практически единственным методом осаждения благородных металлов из цианистых растворов является цементация цинком. В настоящее время этот метод сохраняет свое ведущее место в практике золотоизвлекательной промышленности.

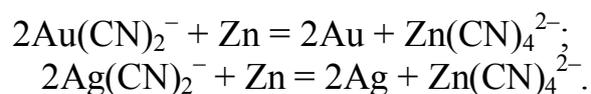
Однако в последние годы во всем мире распространяется сорбционный метод, основанный на применении ионообменных смол и активных углей. Возможности его весьма высоки и следует ожидать, что со временем его роль значительно возрастет.

Процесс цементации благородных металлов алюминием представляет в основном исторический интерес; этот способ в течение некоторого времени применяли при цианировании серебряных руд.

Экстракционный метод находится пока в стадии изучения.

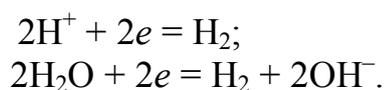
1.5.1 Цементация благородных металлов цинком

В ряду напряжений различных элементов потенциал цинка более отрицателен, чем потенциалы золота и серебра. Поэтому металлический цинк легко вытесняет благородные металлы из цианистых растворов:



Наряду с основными реакциями восстановления благородных металлов во время процесса цементации в значительной степени протекают также побочные реакции.

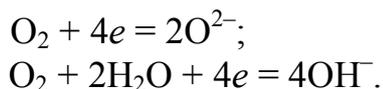
Будучи сильным восстановителем, цинк может восстанавливать молекулы воды с выделением газообразного водорода – цементация водорода:



Суммарно:



В цианистых растворах, поступающих на осаждение благородных металлов, всегда присутствует некоторое количество растворенного кислорода. Обладая высоким окислительным потенциалом, кислород восстанавливается цинком с образованием гидроксильных ионов – цементация кислорода:



Суммарно:



Поэтому значительная часть металлического цинка при цементации расходуется бесполезно.

Теоретический расход цинка на осаждение золота по приведенной выше реакции составляет 0,19 г на 1 г золота. Практически же вследствие окисления цинка по побочным реакциям его расход в десятки раз выше теоретического.

Растворы, поступающие на осаждение благородных металлов цинком, должны быть абсолютно прозрачные, так как взвешенные частицы, оседая на поверхности цинка, предотвращают его контакт с раствором и препятствуют осаждению золота. Кроме того, взвешенные частицы загрязняют золотой осадок, что усложняет его последующую обработку. Поэтому золотосодержащие растворы, выходящие из стужителей и фильтров и содержащие некоторое количество тонких взвешенных частиц, подвергают осветлению.

Для осветления растворов применяют песковые фильтры, рамные вакуум-фильтры, рамные фильтр-прессы, мешочные фильтры и др.

1.5.2. Сорбционно-адсорбционное выделение благородных металлов

Сорбция – поглощение газов или паров растворенных веществ твердыми телами (сорбентами) или жидкостями. Сорбенты (в частности иониты) – нерастворимые в воде и ее растворах вещества, которые вследствие наличия в них ионогенных (активных) групп способны поглощать из растворов электролитов положительно или отрицательно заряженные ионы в обмен на эквивалентное количество других ионов (сорбента), имеющих заряд того же знака.

Адсорбция – поглощение веществ из газовой или жидкой фазы поверхностным слоем твердого тела (адсорбента) или жидкости. Адсорбенты (в частности активированные угли) – нерастворимые в воде и ее растворах пористые (микропористые) твердые вещества, имеющие большую удельную поверхность (до нескольких сотен квадратных метров на грамм) и способные поглощать из растворов электролитов положительно или отрицательно заряженные ионы в обмен на эквивалентное количество поверхностных ионов внешней обкладки, имеющих заряд того же знака.

В металлургии благородных металлов для выделения их из цианистых растворов все более широко используются оба приема. Технология извлечения благородных металлов данными способами включает три основные операции:

1) сорбция (адсорбция) благородных металлов на ионитах или активированных углях;

2) десорбция (элюирование) благородных металлов каким-либо растворителем (элюентом) с получением элюата – раствора благородных металлов;

3) осаждение из элюата благородных металлов каким-либо способом.

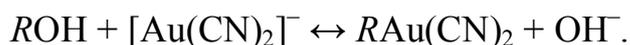
Сорбция золота ионитами – новое прогрессивное направление в развитии золотоизвлекательной промышленности. Как известно, ионитами называют нерастворимые твердые высокомолекулярные вещества, способные поглощать, как и все сорбенты, из растворов электролитов положительно или отрицательно заряженные ионы.

Ионообменными свойствами обладают очень многие природные и искусственные соединения. Однако по практическому значению первое место занимают иониты на основе синтетических смол – ионообменные смолы.

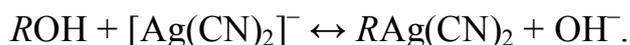
Если фиксированные ионы несут отрицательный заряд, то ионит способен к обмену катионов и называется катионитом, если заряд положительный, то ионит способен к обмену анионов и называется анионитом.

В цианистых растворах золото находится в виде комплексных анионов, поэтому для его сорбции применяют аниониты.

При контакте ионита с цианистым раствором золото переходит в фазу смолы:



По аналогичной реакции сорбируется серебро.

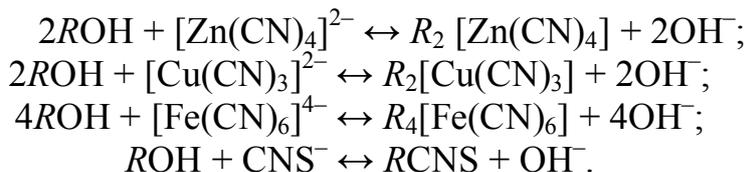


Реакции обратимы, поэтому с повышением равновесной концентрации золота и серебра в растворе C_{Au} и C_{Ag} величина равновесной обменной емкости ионита по золоту E_{Au} и серебру E_{Ag} растет.

Кроме золота, на анионите в заметных количествах сорбируются анионы CN^- :



а также многочисленные примеси, присутствующие в рабочих цианистых растворах:



В результате протекания этих побочных реакций часть активных групп ионита оказывается занятой анионами примесей, что снижает емкость смолы по золоту. Поэтому при сорбции из технологических цианистых растворов, концентрация примесей в которых может в десятки и даже в сотни раз превосходить концентрацию золота, изотерма сорбции всегда расположена ниже, чем при сорбции из чистых (искусственных) золотосодержащих растворов.

Механизм ионообменного процесса включает три стадии диффузии:

1) поглощаемых противоионов из раствора к поверхности зерна;

2) поглощаемых ионов в объеме смолы от поверхности в глубь зерна ионита и вытесняемых ионов – во встречном направлении;

3) вытесняемых ионов от поверхности ионита в объем раствора.

Скорость процесса сорбции определяется скоростью диффузии либо в зерне ионита (гелевая диффузия), либо через пленку раствора, прилегающую к поверхности ионита (пленочная диффузия). В первый период контакта ионита с раствором процесс обычно лимитируется пленочной диффузией, а затем – гелевой.

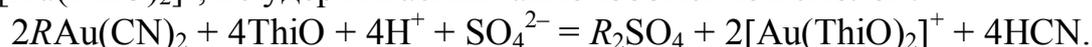
В реальных условиях скорость сорбции невелика, продолжительность контакта, необходимая для установления равновесия между смолой и золотосодержащим раствором, составляет несколько десятков часов.

1.5.3. Десорбция благородных металлов. Регенерация ионита.

Насыщенный ионит наряду с золотом содержит значительное количество примесей – железа, меди, цинка, никеля, ионов CN^- и т. д. Для извлечения золота и удаления примесей ионит подвергают регенерации. В результате регенерации восстанавливаются его сорбционные свойства, что делает возможным его многократное использование. Введение в процесс свежего ионита сводится при этом к минимуму, необходимому лишь для восполнения механических потерь смолы.

Регенерация ионита – сложная и ответственная часть сорбционной технологии. Она заключается в десорбции (элюировании) золота и примесей различными растворителями. Десорбцию проводят в динамических условиях, пропуская десорбирующий раствор (элюент) через слой смолы, находящийся в вертикальной колонне. Динамический способ позволяет достичь высокой степени десорбции при минимальном расходе элюента.

Наиболее эффективным десорбентом золота являются серно- или соляно-кислые растворы тиомочевин $\text{CS}(\text{NH}_2)_2$. Десорбирующее действие тиомочевин (ThiO) обусловлено тем, что она образует с золотом прочный комплекс катионного типа $[\text{Au}(\text{ThiO})_2]^+$, не удерживаемый анионообменной смолой:



Кислый характер десорбирующего раствора способствует удалению цианида в виде летучей синильной кислоты, что смещает равновесие реакции вправо. Оптимальному составу десорбирующего раствора соответствуют концентрации тиомочевин 80...90 и кислоты 20...30 г/л. В качестве последней обычно применяют наиболее дешевую H_2SO_4 . Наряду с золотом в тиомочевинный раствор переходят также серебро и медь.

Будучи неэлектролитом, тиомочевина не может сорбироваться смолой по ионообменному механизму. Однако молекулы тиомочевин весьма интенсивно поглощаются анионитом в результате физической адсорбции. Поэтому при пропускании тиомочевинного раствора через слой насыщенной золотом смолы первые 1–1,5 объема вытекающего элюата практически не содержат тиомочевин, а следовательно, и золота. И только после насыщения ионита тиомочевинной, когда концентрация последней в элюате достигнет 10...15 г/л, начинается десорбция золота.

Учитывая эти особенности элюирования золота, операцию обработки смолы тиомочевинным раствором ведут в две стадии. На первой, называемой сорбцией тиомочевины, через слой смолы пропускают 1–1,5 объема оборотного (обеззолоченного) раствора тиомочевины; в вытекающем элюате золото и тиомочевина отсутствуют, поэтому его нейтрализуют и направляют в отвал. На второй стадии, называемой десорбцией золота, через насыщенную тиомочевинной смолой пропускают остальной тиомочевинный раствор (4–5 объемов), максимально полно десорбируя золото. Получаемый золотосодержащий раствор, так называемый товарный регенерат, направляют на осаждение золота.

Проведение процесса в две стадии, во-первых, позволяет повысить концентрацию золота в товарном регенерате и тем самым упростить его дальнейшую переработку и, во-вторых, предотвращает накопление примесей (за счет их вывода с элюатом первой стадии) в тиомочевинном растворе при его использовании в обороте.

Элюирование смолы кислыми растворами тиомочевины не обеспечивает нужной степени регенерации ионита и восстановления его первоначальных свойств. Растворы тиомочевины достаточно полно вымывают из смолы только золото, серебро и медь, тогда как остальные примеси десорбируются лишь в небольшой степени. Поэтому регенерация смол, как правило, предусматривает проведение дополнительных операций с целью удаления всех примесей.

С повышением температуры элюирующих растворов полнота и скорость десорбции золота и примесей возрастают. Поэтому большинство операций регенерации проводят при 40...60 °С. Применение более высоких температур невозможно из-за ограниченной термической стойкости сорбента.

Регенерированный ионит возвращают в процесс сорбционного выщелачивания.

Товарный регенерат идет на осаждение золота.

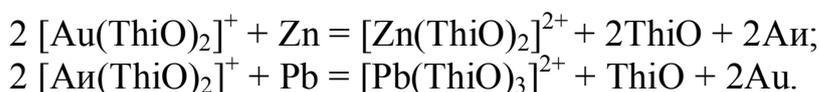
1.4.4. Осаждение благородных металлов из тиомочевинных растворов

В результате десорбции из смолы золота и серебра получают товарный регенерат, концентрация золота в котором составляет 0,5...2 г/л. В качестве примесей в товарном регенерате присутствуют медь, железо и некоторые другие металлы.

Известно несколько способов осаждения золота и серебра из тиомочевинных растворов:

- цементация;
- осаждение щелочью;
- электролиз с нерастворимыми анодами.

Цементация основана на вытеснении благородных металлов менее благородными (цинком, свинцом, алюминием) согласно ряду окислительных потенциалов металлов в тиомочевинных растворах:



Вследствие значительной разницы между потенциалами золота и металла цементатора равновесие приведенных выше реакций цементации золота сильно сдвинуто вправо.

Цементация обеспечивает достаточно полное и быстрое осаждение золота и серебра, однако получающиеся цементные осадки содержат небольшое количество благородных металлов (10–20 %) и требуют применения специальных методов доводки перед направлением на аффинаж.

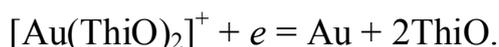
К числу серьезных недостатков метода следует также отнести значительный расход металла-осадителя и накопление этого металла в тиомочевинном растворе, которое ведет к снижению скорости десорбции золота и серебра при оборотном использовании тиомочевинного раствора и делает необходимым периодическую замену этого раствора свежим. В результате расход тиомочевины возрастает.

При *осаждении щелочью* золото и серебро выпадают в осадок в виде малорастворимых гидроксидов. Одновременно осаждаются также медь, железо и некоторые другие примеси, присутствующие в товарном регенерате. Пульпу фильтруют, раствор возвращают на регенерацию, а осадок прокаливают, получая продукт, содержащий 35–50 % общего количества золота и серебра. Этот продукт подвергают специальной переработке для повышения содержания благородных металлов, после чего направляют на аффинаж.

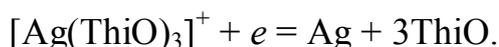
Рассматриваемый метод достаточно прост и обеспечивает необходимую полноту осаждения благородных металлов. Его основными недостатками являются низкое содержание благородных металлов в получаемом осадке, повышенный расход тиомочевины (вследствие ее частичного разложения в щелочной среде) и кислоты, а также снижение десорбирующей способности оборотных тиомочевинных растворов в результате накопления в них сульфата натрия.

Наиболее совершенным методом осаждения золота из товарного регенерата является *электролиз с нерастворимыми анодами*.

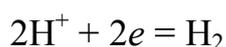
При пропускании через регенерат постоянного тока на катоде восстанавливается золото:



Вместе с золотом восстанавливается серебро:

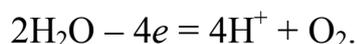


Металлы-примеси, имея потенциалы более отрицательные, чем потенциалы золота и водорода, на катоде восстанавливаются незначительно. Особенность катодного восстановления золота состоит в том, что вследствие невысокого содержания золота в растворе процесс протекает в режиме предельного тока при совместном разряде ионов водорода:



Последняя реакция является на катоде доминирующей, катодный выход по току в расчете на золото обычно не превышает 10–15 %.

Основной анодный процесс – окисление молекул воды с выделением газообразного кислорода:



Как уже указывалось, катодный процесс восстановления золота идет в режиме предельного тока, т. е. скорость осаждения золота контролируется диффузией катионов $[\text{Au}(\text{ThiO})_2]^+$ к поверхности катода. Поэтому интенсификация процесса может быть достигнута приемами, ускоряющими диффузию, – перемешиванием и нагревом электролита.

Перемешиванию электролита способствует выделение на катоде газообразного водорода. С повышением силы тока, протекающего через электролизёр, количество выделяющегося водорода возрастает, а следовательно, растёт и интенсивность перемешивания. Однако одновременно вследствие экранирования катода пузырьками выделяющегося газа уменьшается эффективная поверхность осаждения золота. Поэтому для каждого электролизёра существует оптимальная токовая нагрузка, при которой производительность аппарата максимальна. Дополнительное перемешивание достигается созданием циркуляции электролита через катодное пространство.

Скорость электролиза возрастает с повышением температуры электролита. Однако вследствие невысокой термической стойкости ионитовых мембран температура электролита не должна превышать 40...50 °С.

Наиболее действенный метод интенсификации электролиза золота – увеличение катодной поверхности в расчете на единицу объема электролизёра. Высокорастворимая поверхность достигается применением катодов в виде блоков, состоящих из множества тонких пластин, или, что более эффективно, изготовлением катодов из специальных волокнистых углеродных материалов. Последние представляют собой рыхлую массу, состоящую из тончайших (толщиной 5...10 мкм) нитей, и имеют поэтому большую удельную поверхность (0,2...0,3 м²/г). Волокнистые углеродные материалы стойки в агрессивных средах и достаточно электропроводны.

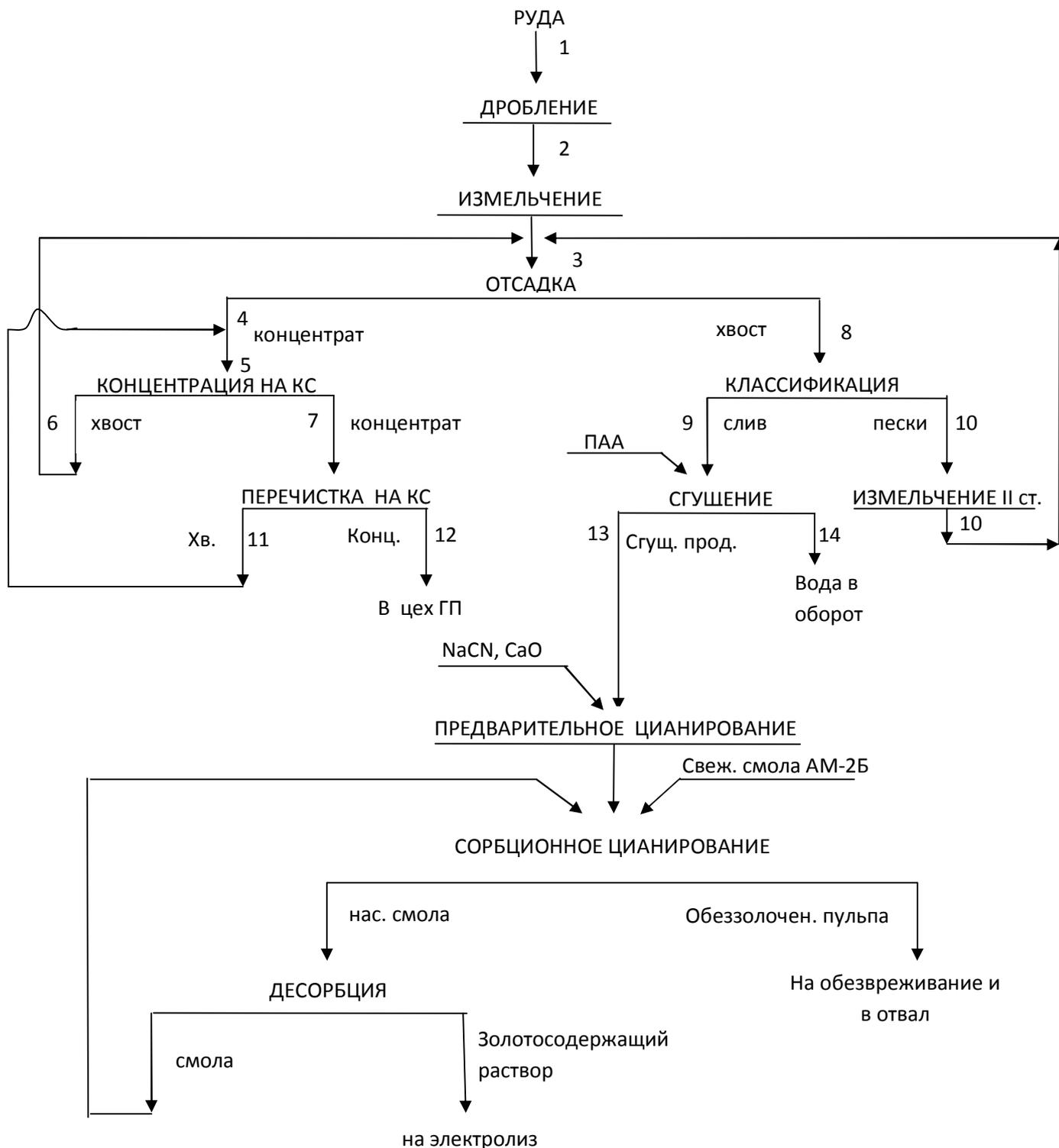
Режим электроэлюирования позволяет весьма быстро (за 7–8 ч) перевести золото из ионита в катодный металл, в результате чего уменьшается объем незавершенного производства и сокращается количество потребного оборудования. Одновременно снижается остаточное содержание золота в регенерированном ионите.

Катодный осадок из электролизёра разгружают периодически по мере накопления. Для этого процесс останавливают и выпускают из электролизёра обеззолоченный раствор. Катодный осадок промывают, подавая воду в катодную камеру, и подсушивают, продувая сжатым воздухом. Катодные блоки извлекают из электролизёра, освобождают их от катодного осадка и заполняют свежей порцией углеродного материала. Важная особенность катодов из углеродного материала состоит в том, что они позволяют осаждать до 30...50 кг металла на 1 кг углеродного материала. Поэтому содержание углерода в разгружаемом осадке составляет всего 2–3 %. Для удаления углерода осадок прокаливают при 500...600 °С. Полученный черновой металл, содержащий в сумме 95–96 % золота и серебра, отправляют на аффинаж.

Осаждение благородных металлов электролизом уменьшает расход реагентов, особенно тиомочевины, обеспечивает получение конечной продукции с высоким содержанием золота и серебра, устраняет загрязнение оборотных тиомочевинных растворов примесями, в результате чего улучшаются показатели регенерации смолы, повышает культуру производства. Благодаря своим достоинствам

электролитический метод получил широкое распространение на отечественных золотоизвлекательных предприятиях, применяющих сорбционную технологию.

2. Технологическая часть



2.1. Технологическая схема переработки золотосодержащих окисленных руд

2.2. Расчет технологических показателей гравитационного обогащения

Для расчета гравитационного обогащения принимаем следующие исходные данные:

- производительность ЗИФ 100 т руды /ч;
- руда кварцевая, измельчение руды для цианирования – 90 % класса – 0,074 мм;
- исходное содержание в руде: Au 3 г/т, Ag 5 г/т;
- свободное золото извлекается отсадкой. Извлечение отсадкой – Au 35%;
- извлечение при доводке черного гравииоконцентрата в золотую головку: Au 80 %;
- частные извлечения в концентраты: $E_7=90\%$, $E_{12}=95\%$;
- извлечение золота в готовый концентрат от исходной руды: Au 40 %;
- Содержание золота в концентратах отсадки: Au 35 г/т;
- Содержание в золотой головке $\beta_{12}=60$ кг/т. Содержание золота в концентратах КС $\beta_7=1000$ г/т. Содержание золота в хвостах гравитационного обогащения $\beta_9=1,8$ г/т.

1. Определяем значения извлечения золота в операциях от исходного содержания:

$$\varepsilon_7 = \frac{\varepsilon_{12}}{E_{12}} = \frac{40}{95} = 0,421 \text{ или } 42,1\%$$

$$\varepsilon_{11} = \varepsilon_7 - \varepsilon_{12} = 42,1 - 40 = 2,1\% \%$$

$$\varepsilon_5 = \frac{\varepsilon_7}{E_7} = \frac{42,1}{90} = 0,467 \text{ или } 46,7\%$$

$$\varepsilon_6 = \varepsilon_5 - \varepsilon_7 = 46,7 - 42,1 = 4,6\% \%$$

$$\varepsilon_4 = \varepsilon_5 - \varepsilon_{11} = 46,7 - 2,1 = 44,6\% \%$$

$$\varepsilon_3 = \frac{\varepsilon_4}{E_4} = \frac{44,6}{35} = 1,274 \text{ или } 127,4\%$$

$$\varepsilon_8 = \varepsilon_3 - \varepsilon_4 = 127,4 - 44,6 = 82,8\%$$

$$\varepsilon_{10} = \varepsilon_3 - \varepsilon_6 = 127,4 - 4,6 - 100 = 22,8\%$$

$$\varepsilon_9 = \varepsilon_8 - \varepsilon_{10} = 82,8 - 22,8 = 60\%$$

2. Определяем выходы продуктов по формуле: $\gamma_n = \beta_1 \varepsilon_n / \beta_n$:

$$\gamma_4 = \frac{3 \cdot 44,6}{35} = \frac{133,8}{35} = 3,82\%$$

$$\gamma_7 = \frac{3 \cdot 42,1}{1000} = \frac{126,3}{1000} = 0,1263\%$$

$$\gamma_{12} = \frac{3 \cdot 40}{60000} = \frac{120}{60000} = 0,002\%$$

$$\gamma_{11} = \gamma_7 - \gamma_{12} = 0,1263 - 0,002 = 0,1243\%$$

$$\gamma_5 = \gamma_4 + \gamma_{11} = 3,82 + 0,1243 = 3,9443\%$$

$$\gamma_6 = \gamma_5 - \gamma_7 = 3,9443 - 0,1263 = 3,818\%$$

$$\gamma_9 = \frac{3 \cdot 60}{1,8} = \frac{180}{1,8} = 100\%$$

$$\gamma_8 = \gamma_6 + \gamma_2 + \gamma_{10} - \gamma_4$$

$$\gamma_{10} = 0,5\gamma_8 \text{ величина циркулирующей нагрузки} - 50\%;$$

$$\gamma_8 = \gamma_6 + \gamma_2 + 0,5\gamma_8 - \gamma_4$$

$$\gamma_8 = 2 \cdot (\gamma_6 + \gamma_2 - \gamma_4) = 2 \cdot (3,82 + 100 - 3,82) = 200\%$$

$$\gamma_{10} = 0,5\gamma_8 = 0,5 \cdot 200 = 100\%$$

3. Определяем содержание золота в продуктах $\beta_4, \beta_6, \beta_{11}, \beta_{10}, \beta_9$ с известными значениями ε_n по формуле: $\beta_n = \beta_1 \varepsilon_n / \gamma_n$:

$$\beta_4 = \frac{3 \cdot 44,6}{3,82} = 35 \text{ г} / \text{м}$$

$$\beta_6 = \frac{3 \cdot 4,6}{3,818} = 3,61 \text{ г} / \text{м}$$

$$\beta_{11} = \frac{3 \cdot 2,1}{0,1243} = 50,68 \text{ г} / \text{м}$$

$$\beta_8 = \frac{3 \cdot 82,8}{200} = 1,242 \text{ г} / \text{м}$$

$$\beta_9 = \frac{3 \cdot 60}{100} = 1,8 \text{ г} / \text{м}$$

$$\beta_{10} = \frac{3 \cdot 22,8}{100} = 0,684 \text{ г} / \text{м}$$

В результате гравитационного обогащения получены гравиоконцентрат золотая головка с содержанием золота 60 кг/т, пригодный для плавки на черновое золото, и хвосты с содержанием золота 1,8 г/т, серебро 3 г/т, которой в результате сгущения вместе с основным потоком руды поступает на цианирование. Результаты расчета материального баланса гравитационного обогащения приведены в табл. 2.2.1

Таблица 2.2.1

Материальный баланс гравитационного обогащения золотосодержащих руд

Наименование операций и продуктов	Количество концентрата			Количество золота			
	т/сут	Выход, %		г/т	г	Извлечение, %	
		по операции	от исходного			по операции	от исходного
I. Отсадка							
Поступает:							
1. Исходная измельченная руда	100	49,07	100	3	300	78,5	100
2. Хвосты КС - 6	3,82	1,87	3,818	3,61	13,8	3,61	4,6
3. Измельчённый прод. II ст. изм-я - 10	100	49,06	100	0,684	68,4	17,89	22,8
Всего:	203,82	100	203,818	1,875	382,2	100	127,4
Выходит:							
1. Концентрат отсадки - 4	3,82	1,875	3,82	35	133,8	30	44,6
2. Хвосты отсадки - 8	200	98,125	200	1,242	248,4	70	82,8
Всего:	203,82	100	203,82	1,875	382,2	100	127,4
II. Концентрация на КС							
Поступает:							
1. Концентрат отсадки - 4	3,82	96,85	3,82	35	133,8	95,5	44,6
2. Хвосты перечистки - 11	0,1243	3,15	0,1243	50,68	6,3	4,5	2,1
Всего:	3,9443	100	3,9443	35,52	140,1	100	46,7
Выходит:							
1. Концентрат КС - 7	0,1263	3,2	0,1263	1000	126,32	90,2	42,1
2. Хвосты КС - 6	3,818	96,8	3,818	3,61	13,78	9,8	4,6
Всего:	3,9443	100	3,9443	35,5	140,1	100	46,7
III. Перечистка на КС							
Поступает:							
1. Концентрат КС - 7	0,1263	100	0,1263	1000	126,3	100	42,1
Всего:	0,1263	100	0,2359	1000	126,3	100	42,1
Выходит:							
1. Концентрат перечистки - 12	0,002	1,6	0,002	60000	120	95	40
2. Хвосты перечистки - 11	0,1243	98,4	0,1243	50,68	6,3	5	2,1
Всего:	0,1263	100	0,1263	1000	126,3	100	42,1
IV. Классификация							
Поступает:							
1. Хвосты отсадки - 8	200	100	200	1,242	248,4	100	82,8
Всего:	200	100	200	1,242	248,4	100	82,8
Выходит:							
1. Слив классификатора -9	100	50	100	1,8	180	72,5	60
2. Пески классификатора-10	100	50	100	0,684	68,4	27,5	22,8
Всего:	200	100	200	1,242	248,4	100	82,8

2.3. Расчет цианирование хвосты гравитационного обогащения

Расчет ведем на 100 т руды. Химический и рациональный состав руды поступающей на выщелачивание приведен в табл.2.3.1. Руда содержит золота 1,8 г/т и серебра 3 г/т.

Таблица 2.3.1.

Химический и рациональный состав руды поступающей на выщелачивание

Соединение	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	As	Pb	Zn	Cu	S	Fe	CO ₂	O ₂	Пр	всего
SiO ₂	70	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	-	-	70
Al ₂ O ₃	–	8	–	–	–	–	–	–	–	–	–	-	-	8
CaCO ₃	–	–	3	–	–	–	–	–	–	–	2,357	-	-	5,357
MgCO ₃	–	–	–	2	–	–	–	–	–	–	2,2	-	-	4,2
Cu ₂ S	–	–	–	–	–	–	–	0,1	0,025	–	–	-	-	0,125
PbS	–	–	–	–	–	0,3	–	–	0,046	–	–	-	-	0,346
ZnS	–	–	–	–	–	–	0,2	–	0,098	–	–	-	-	0,298
FeS ₂	–	–	–	–	–	–	–	–	1,174	1,024	–	-	-	2,198
CuFeS ₂	–	–	–	–	–	–	–	0,1	0,101	0,088	–	-	-	0,289
FeAsS	–	–	–	–	0,6	–	–	–	0,256	0,447	–	-	-	1,303
Fe ₂ O ₃	–	–	–	–	–	–	–	–	–	2,89	-	1,24	-	4,13
FeO	–	–	–	–	–	–	–	–	–	0,23	-	0,066	-	0,296
Fe	–	–	–	–	–	–	–	–	–	0,12	–	-	-	0,12
Прочие	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	-	-	3,337	3,337
всего	70	8	3	2	0,6	0,3	0,2	0,2	1,7	4,8	4,557	1,306	3,337	100

Расход NaCN и количество образующихся продуктов выщелачивания получены расчетом на 100 т руды в единицу времени (час).

При расчете принято, что сульфиды - пирит (FeS₂), арсенопирит (FeAsS) и халькопирит (CuFeS₂) — в неокисленном состоянии в растворе (NaCN) не растворяются.

1. *Железо*. Из компонентов железа с раствором NaCN взаимодействуют $Fe_{мет}$, переходящее в руду в процессе дробления и измельчения, и FeO:

а) $Fe_{мет}$ - тонкоизмельченное железо быстро окисляется с образованием поверхностного покрова $Fe(OH)_3$, нерастворимого в NaCN. Степень растворения $Fe_{мет}$ принята в связи с этим относительно небольшой — 1%, количество железа, переходящего в раствор, будет: $0,12 \cdot 0,01 = 0,0012$ т.

Реакция растворения: $Fe + 6NaCN + 0,5O_2 + H_2O = Na_4Fe(CN)_6 + 2NaOH$.

Расход NaCN составит: $(6 \cdot 49 \cdot 0,0012) : 55,85 = 0,00632$ т, где 49 — молекулярная масса NaCN; 55,85 — атомная масса Fe.

Образуется по реакции:

$Na_4Fe(CN)_6$ в количестве $(303,91 \cdot 0,0012) : 55,85 = 0,0065$ т;

NaOH : $(2 \cdot 40 \cdot 0,0012) : 55,85 = 0,0017$ т, где 303,91 — молекулярная масса $Na_4Fe(CN)_6$; 40,0 — молекулярная масса NaOH;

б) FeO — степень растворения принята 2%. Переходит в раствор FeO в количестве: $0,296 \cdot 0,02 = 0,00592$ т.

Реакция взаимодействия:

$FeO + 6NaCN + H_2O = Na_4Fe(CN)_6 + 2NaOH$.

Расход NaCN: $(6 \cdot 49 \cdot 0,00592) : 71,85 = 0,0242$ т.

Образуется:

$Na_4Fe(CN)_6$ в количестве $(303,91 \cdot 0,00592) : 71,85 = 0,025$ т.

NaOH: $(2 \cdot 40 \cdot 0,00592) : 71,85 = 0,00659$ т.

2. *Медь* переходит в раствор Cu_2S — степень растворения 5%. Переходит в раствор Cu_2S : $0,125 \cdot 0,05 = 0,00625$ т.

Реакция: $Cu_2S + 7NaCN + 0,5O_2 + H_2O = 2Na_2Cu(CN)_3 + NaSCN + 2NaOH$.

Расход NaCN: $(7 \cdot 49 \cdot 0,00625) : 159,15 = 0,01347$ т.

Образуется: $Na_2Cu(CN)_3$ в количестве $(2 \cdot 187,54 \cdot 0,00625) : 159,15 = 0,01473$ т;

NaSCN: $(81,08 \cdot 0,00625) : 159,15 = 0,00318$ т;

NaOH: $(2 \cdot 40 \cdot 0,00625) : 159,15 = 0,00314$ т, где 159,15 - молекулярная масса Cu_2S ; 187,54 - молекулярная масса $Na_2Cu(CN)_3$; 81,08 - молекулярная масса NaSCN;

3. *Цинк*. ZnS - переходит в раствор 1% или $0,298 \cdot 0,01 = 0,00298$ т.

Реакция: $ZnS + NaCN + 0,5O_2 + H_2O = Na_2Zn(CN)_4 + NaSCN + 2NaOH$.

Расход NaCN: $(5 \cdot 49 \cdot 0,00298) : 97,38 = 0,0075$ т, где 97,38 - молекулярная масса ZnS.

Образуется: $Na_2Zn(CN)_4$ в количестве $(215,38 \cdot 0,00298) : 97,38 = 0,0066$ т;

NaSCN: $(81,08 \cdot 0,00298) : 97,38 = 0,00248$ т;

NaOH: $(2 \cdot 40 \cdot 0,00298) : 97,38 = 0,00245$ т, где 215,38 - молекулярная масса $Na_2Zn(CN)_4$

4. *Золото* - переходит в раствор 95% или $1,8 \cdot 0,95 = 1,71$ г/т

Реакция: $2Au + 4NaCN + 0,5O_2 + H_2O = 2NaAu(CN)_2 + 2NaOH$.

Расход NaCN: $(4 \cdot 49 \cdot 171) : (197 \cdot 2) = 85$ г или 0,000085 т, где 197 — атомная масса Au.

Образуется: $NaAu(CN)_2$ в количестве $(272 \cdot 171) : 197 = 236$ г или 0,000236 т;

NaOH: $(40 \cdot 171) : 197 = 34,72$ г или 0,0000347 т, где 272 - молекулярная масса $NaAu(CN)_2$.

5. *Серебро* - переходит в раствор 90% или $3 \cdot 0,9 = 2,7$ г/т, или $2,7 \cdot 100 = 270$ г на 100 т руды.

Реакция: $2Ag + 4NaCN + 0,5O_2 + H_2O = 2NaAg(CN)_2 + 2NaOH$.

Расход NaCN: $(4 \cdot 49 \cdot 270) : (107,87 \cdot 2) = 245,3$ г или 0,0002453 т, где 107,87 — атомная масса Ag.

Образуется: $2NaAg(CN)_2$ в количестве $(182,88 \cdot 270) : 107,88 = 457,7$ г или 0,0004577 т;

NaOH: $(40 \cdot 270) : 107,87 = 100,12$ г или 0,0001 т, где 182,88 - молекулярная масса $NaAg(CN)_2$.

Суммарный расход NaCN составил 0,0518 т на 100 т руды или 0,518 кг/т руды. Принимаем 10% на дополнительные потери NaCN (гидролиз, химическое разложение): $0,0518 + 0,0518 \cdot 0,1 = 0,05698$ т или $(0,05698 \cdot 1000) : 100 = 0,5698$ кг/т руды.

При выщелачивании ж : т составляет по массе 1,5 : 1, следовательно, на 100 т руды загружается 150 т (m^3) цианистого раствора с концентрацией NaCN 0,05698% ($569,8$ г/ m^3). Всего загружается NaCN $0,5698 \cdot 150 = 85,47$ кг = 0,08547 т. При расходе NaCN 0,05698 т остаточное количество NaCN будет $0,08547 - 0,05698 = 0,02849$ т, что соответствует концентрации раствора $(0,02849 \cdot 1000) : 150 = 0,19$ кг/ m^3 (190 г/ m^3 - 0,0190%).

Расход чистого оксида кальция CaO на реакции взаимодействия с кислотами, сульфатами, карбонатами, глиноземом, углекислотой воздуха при аэрации пульпы и др. принимаем (устанавливается экспериментально для каждого сырья) 2,0 кг/т руды или на 100 т руды — 200 кг = 0,2 т. При использовании технической извести, содержащей 80% CaO, расход ее составит $2,0 : 0,80 = 2,5$ кг/т или на 100 т руды 250 кг = 0,25 т. При загрузке известкового молока с содержанием 10% CaO его потребуется $(0,25 \cdot 100) : 10 = 2,50$ т или $2,50 : 1,08 = 2,315$ м³, где 1,08 т/м³ - плотность 10%-ного раствора CaO. Начальная и конечная концентрации защитной щелочи в растворе принята 0,02% CaO (200 г/м³) или на 100 т руды $0,2 \cdot 150 = 30,0$ кг = 0,03 т. Составы и цианистого раствора и руды после выщелачивания приведен в табл. 2.3.2. и 2.3.3.

Материальные балансы процесса выщелачивания руды цианистым раствором при отношении ж : т = 1,5 : 1 приведены в табл. 2.3.4.

Таблица 2.3.2.

Состав раствора после выщелачивания 100 т руды

Соединение	Количество, т	Концентрация, г/м ³	Концентрация металла, г/м ³
NaCN	0,02849	190	—
CaO (100% - ный)	0,03	200	—
NaOH	0,0141	94,22	—
NaSCN	0,00566	37,73	—
NaAu(CN) ₂	0,000236	1,57	1,14
NaAg(CN) ₂	0,0004577	3,05	1,8
Na ₂ Cu(CN) ₃	0,01473	98,2	33,255
Na ₂ Zn(CN) ₄	0,0066	44	13,361
Na ₄ Fe(CN) ₆	0,0315	210	38,592
Всего	0,131773	—	—

Таблица 2.3.3.

Химический и рациональный состав руды после выщелачивания

Соединение	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	As	Pb	Zn	Cu	S	Fe	CO ₂	O ₂	Проч.	всего
SiO ₂	70	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	70
Al ₂ O ₃	—	8	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	8
CaCO ₃	—	—	3	—	—	—	—	—	—	—	2,357	—	—	5,357
MgCO ₃	—	—	—	2	—	—	—	—	—	—	2,2	—	—	4,2
Cu ₂ S	—	—	—	—	—	—	—	0,0949	0,0239	—	—	—	—	0,1188
PbS	—	—	—	—	—	0,3	—	—	0,046	—	—	—	—	0,346
ZnS	—	—	—	—	—	—	0,198	—	0,097	—	—	—	—	0,295
FeS ₂	—	—	—	—	—	—	—	—	1,174	1,024	—	—	—	2,198
CuFeS ₂	—	—	—	—	—	—	—	0,1	0,101	0,088	—	—	—	0,289
FeAsS	—	—	—	—	0,6	—	—	—	0,256	0,447	—	—	—	1,303
Fe ₂ O ₃	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2,89	—	1,24	—	4,13
FeO	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,225	—	0,065	—	0,29
Fe	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,119	—	—	—	0,119
Проч.	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	3,337	3,337
Всего	70	8	3	2	0,6	0,3	0,198	0,1949	1,6979	4,793	4,557	1,305	3,337	99,98

Таблица 2.3.4.

Материальный баланс процесса выщелачивания руды цианистым раствором при отношении ж:т=1,5:1

Поступает		Выходит	
Продукты и соединения	Количество, т	Продукты и соединения	Количество, т
1. Руда	100	1. Хвост	99,98
в том числе:		в том числе:	
Fe _{мет}	0,12	Fe _{мет}	0,119
FeO	0,296	FeO	0,29
Cu ₂ S	0,125	Cu ₂ S	0,1188
ZnS	0,298	ZnS	0,295
2. Известковое молоко с содерж. 10% CaO (80%)	2,5	2. Известь (80%)	0,25
3. Цианистый р-р	150	3. Цианистый р-р	152,25
в том числе:		в том числе:	
NaCN	0,08547	NaAu(CN) ₂	0,000236
CaO	0,03	NaAg(CN) ₂	0,0004577
		Na ₂ Cu(CN) ₃	0,01473
		Na ₂ Zn(CN) ₄	0,0066
		Na ₂ Fe(CN) ₆	0,0315
		NaSCN	0,00566
		NaOH	0,0141
		CaO	0,03
		NaCN	0,02865
всего	252,5	всего	252,5

2.4. Расчет материального баланса сорбционного цианирования руды

При ионообменной процессе, выщелачивание руды производится в две стадии: а) предварительное цианирование пульпы (без загрузки сорбента) в течение 2-6 ч, при котором переходит в раствор до 70-80% золота, извлекаемого цианированием; б) сорбционное выщелачивание в присутствии ионообменной смолы в каскаде сорбционных аппаратов в течение 8-12 ч, когда происходит дорастворение золота из руды с одновременной сорбцией ионитом растворенного золота, серебра и других компонентов.

В качестве сорбента используется анионит макропористой структуры АМ-2Б.

Количество сорбента в потоке определяем по формуле:

$$q_n = \frac{W(C_{нач} - C_{кон}) + m_{обор}}{A_{нас} - A_{рег}} = \frac{150(1,14 - 0,02) + 15,17}{8 - 0,15} = 23,3 \text{ кг} / \text{ч} \text{ сухого сорбента}$$

где: $C_{нач}$ - содержание золота в растворе после цианирования - 1,14 г/м³;

$C_{кон}$ - остаточное содержание золота в растворе после процесса сорбции - 0,02 г/м³;

$A_{нас}$ - ёмкость насыщенного анионита по золоту - 8 г/кг.

$A_{рег}$ - Остаточное содержание золота в анионите после регенерации - 0,15 г/кг.

$m_{обор}$ - обратное количество золота, возвращаемое в процесс выщелачивания с цианистым раствором из операции десорбции с насыщенного анионита - 15,17 г/ч

Степень сорбции сорбентом компонентов раствора составляет, %: Au-99,0-99,8 (остаточное содержание в растворе при цианировании руд 0,02-0,03 г/м³); Ag – (при сорбции Au) 30-70; в расчете принято извлечение сорбцией, %: Au-99,8; Ag-50,0; CN-5,0.

Единовременную загрузку сорбента в аппараты сорбционного выщелачивания определяем, приняв продолжительность контакта сорбента с пульпой для достижения равновесной ёмкости по золоту в одной ступени 60 ч, а при четырех ступенях равновесия 4·60=240 ч. При потоке сорбента 23,3 кг/ч единовременная загрузка его составит $Q_{ед} = 23,3 \cdot 240 = 5592$ кг или 5,592 т, что соответствует $5,592 \cdot 2,5 = 13,98$ м³ набухшего анионита.

Потери анионита с хвостовой пульпой сорбционного выщелачивания составляет 10 г/т руды сухого анионита. получим общие потери анионита $100 \cdot 10 = 1000$ г\ч или 1 кг/ч. Содержание золота и серебра в теряемом анионите принимаем равным их содержанию в отрегенированной смоле: Au - 0,15 г/кг и Ag - 0,05 г/кг. количество благородных металлов, уходящих хвосты выщелачивания с анионитом будет: Au 0,15 г/кг и Ag-0,05 г/кг. материальный баланс сорбционного выщелачивания руды приведен в табл. 2.4.1.

Таблица 2.4.1.

Материальный баланс сорбционного выщелачивания руды

Продукт	Количество продукта, т/ч	Au, г/ч	Ag, г/ч
Поступает:			
Руда	100,0	180	300
Раствор NaCN	150,0	-	-
Известковое молоко 10%	2,5	-	-
Оборотный раствор NaCN	0,43	15,17	24,4
Промвода шламовая	0,45	-	-
Нейтральные растворы регенерации 0,086·18·1,05	1,62	-	-
Сорбент единовременной загрузки	5,592	-	-
Сорбент отрегенированный	0,043	6,25	2,08
Сорбент свежий	0,001	-	-
Всего:	260,6351	201,42	326,48
Выходит			
Руда	100,0	24	48
Раствор NaCN	152,5	2,7	216
Растворы регенерации	2,4991	-	-
Сорбент единовременной загрузки	5,592	-	-
Сорбент насыщенный	0,043	174,57	62,43
Сорбент с пульпой (потери)	0,001	0,15	0,05
Всего:	260,6351	201,42	326,48

3. БЕЗОПАСНОСТЬ ЖИЗНЕДЕЯТЕЛЬНОСТИ

3.1. ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ

В процессе переработки золотосодержащих руд на рабочие могут воздействовать опасные и вредные производственные факторы:

1. Повышенная загазованность воздуха рабочей зоны;
2. Опасность поражения электрическим током;
3. Опасность химического ожога.

Для защиты от опасных и вредных производственных факторов работник обеспечивается спецодеждой, спецобувью, а так же другими средствами индивидуальной защиты в соответствии с типовыми отраслевыми нормами.

Каждый работающий на производственном участке обязан четко знать и строго выполнять установленные ППБ, не допускать действий, которые могут привести к пожару или загоранию.

Не допускать загромождения доступов к противопожарному оборудованию и средствам пожаротушения и связи.

Использования пожарной техники и первичных средств пожаротушения для хозяйственных, производственных, прочих нужд запрещается.

Горюче-смазочные материалы и обтирочные материалы на рабочих местах разрешается хранить в закрытых металлических сосудах в количествах не выше суточной потребности.

О каждом несчастном случае на производстве пострадавший или очевидец несчастного случая должен немедленно сообщить руководителю работ (бригадиру, мастеру смены, а в их отсутствие – начальнику смены) при этом сохранить обстановку на рабочем месте и состояние оборудования таким, какими они были в момент происшествия.

При обнаружении неисправности оборудования, приспособлений, инструментов, угрожающих безопасности людей или препятствующих нормальной работе, необходимо применять меры к устранению неисправности и доложить бригадиру или мастеру смены.

Каждый работающий должен быть проинструктирован, обучен и обязан уметь оказывать первую помощь пострадавшим при несчастных случаях, профессиональных отравлениях и поражениях током.

Запрещается прием пищи непосредственно на рабочем месте, пить воду из производственного или технологического водопровода.

В случае непрерывной работы, принимающий смену вместе со сдающим должен осмотреть обслуживаемое оборудование, рабочие места, проходы, ознакомиться с режимом ведения технологического процесса. Потребовать от сдающего смену ликвидации замеченных недостатков и о неустраненных доложить бригадиру, мастеру смены и без их указаний к работе не приступать.

Для уменьшения воздействия опасных и вредных факторов на организм человека, рабочим необходимо применять средства индивидуальной защиты. Наиболее опасными и вредными факторами являются: движущиеся части машин и оборудования, повышенная запыленность рабочей зоны, опасный уровень напряжения в электрической цепи, повышенный уровень вибрации, повышенная концентрация цианида и защитной щелочи. Меры защиты от выявленных опасных и вредных факторов производственной среды разрабатываются с учетом обеспечения механизации и автоматизации производственных процессов (дистанционное управление и наблюдение за ходом процесса, герметизация оборудования, являющегося источником выделения вредных веществ, или локализации вредных выделений при помощи других устройств)

При аварийном состоянии или наступившей аварии остановить механизм и принять все зависящие меры предотвращения дальнейшего разрушения механизма, а в случае, если авария угрожает жизни или здоровью, находящихся по близости людей, предупредить их об этом. Немедленно сообщить об этом бригадиру, мастеру смены.

1. Немедленно (аварийно) отключить электропривод на оборудовании в случаях:

- появления дыма или огня из электропривода или его пускорегулирующей аппаратуры;
- несчастного случая с человеком, требующего немедленной остановки электродвигателя;
- вибраций сверхдопустимых норм, угрожающих целостности оборудования;
- поломки приводного механизма;

2. При возникновении или обнаружении пожара необходимо:

- немедленно сообщить об этом начальнику смены или в пожарную охрану;
- приступить к тушению очага пожара имеющимся в цехе или на рабочем месте средствами пожаротушения (огнетушитель, внутренний пожарный кран и т. д.);
- принять меры по вызову к месту пожара мастера смены, начальника отделения, цеха.

3. При оказании первой медицинской помощи пострадавшему следует:

- устранить воздействие на организм пострадавшего опасных и вредных веществ;
- оценить состояние пострадавшего;
- определить характер травмы;
- выполнить необходимые мероприятия по спасению пострадавшего в порядке срочности;
- вызвать медицинского работника из заводского здравпункта, а в ночное время скорую медицинскую помощь через начальника смены.

Сдать рабочее место чистым, обслуживающее оборудование и работающие коммуникации в исправном состоянии при наличии всех ограждений и защитных кожухов;

Сдать укомплектованным и в исправном состоянии первичное средство пожаротушения;

Сообщить принимающему смену о состоянии обслуживаемого им оборудования, инструмента, запаса противогазов.

Доложить бригадиру, мастеру смены о сдаче смены и с их разрешения прекратить работы.

Очистить от пыли и грязи спецодежду, обувь, индивидуальные средства защиты и принять душ в санпропускнике.

3.2. Экология и охрана окружающей среды

Охрана окружающей среды от загрязнений и сохранение ее для нынешних и будущих поколений – задача всех людей мира. В нашей стране она решается с помощью целой системы государственных и общественных мероприятий. Вредные вещества попадают в окружающую среду с выбрасываемыми в результате технологического производства газами, использованными воздухом и водой, с отходами производства. Наиболее благоприятными в отношении охраны природы являются безотходные производства. При современном уровне технологического производства добиться полного использования отходов обогатительного производства и полной очистки выбрасываемых воздуха и воды не представляется возможным. В СНГ по каждому производству разработаны предельно допустимые концентрации (ПДК) вредных веществ в атмосферном воздухе или воде водоемов после смешения с выбросами. ПДК – концентрация, не вызывающая патологических изменений в организме человека и не приводящая к заметным воздействиям на флору и фауну.

ПДК вредных химических веществ:

- 2,0 мг/м³ – азотная кислота;
- 1,0 мг/м³ – серная кислота;
- 200,0 мг/м³ – ацетилен;

- 20,0 мг/м³ – аммиак;
- 5,0 мг/м³ – соляная кислота;
- 0,3 мг/м³ – синильная кислота;
- 20,0 мг/м³ – окись углерода.

Все действующие и вновь строящиеся обогатительные фабрики в обязательном порядке оснащаются техническими средствами, при правильной эксплуатации которых должны обеспечиваться предельно допустимые концентрации вредных веществ в окружающей среде. Поэтому охрана окружающей среды в современных условиях зависит от четкого выполнения обязанностей как инженерно-техническими и руководящими работниками предприятия, так и рабочими, эксплуатирующими очистные установки и сооружения.

Выбросы в виде газов при обогащении полезных ископаемых встречаются довольно редко. Способ достижения ПДК- строительство высоких труб. Выбросные и дымовые трубы располагают на возвышенных местах. Высоту труб рассчитывают с учетом скорости и направления господствующих ветров, рельефа местности, температуры выбрасываемых газов и т. д. Для снижения вредного воздействия выбрасываемых газов от рабочих требуется строгое соблюдение технологического режима работ (например, при использовании в топках печей мазута неполное его сгорание приводит к резкому увеличению содержания СО в выбрасываемых газах).

В настоящее время только часть хвостов обогатительных фабрик используется в народном хозяйстве. В большинстве же случаев их складывают на поверхности земли в отвалах (обезвоженные хвосты) или в хвостохранилищах (необезвоженные хвосты). Комплекс сооружений оборудования для складирования хвостов называется хвостовым хозяйством обогатительной фабрики. До отвала хвосты обычно транспортируются конвейерами, а до хвостохранилища подаются по хвостопроводам. Хвостопроводы бывают безнапорные - самотечный гидротранспорт (суспензия движется под действием силы тяжести), напорно-самотечные (суспензия поднимается на некоторую высоту с помощью насоса, а затем течет по хвостопроводу самотеком), напорно-принудительные (суспензия движется под давлением, создаваемым насосом). Складирование хвостов в отвалах и хвостохранилищах позволяет в дальнейшем при более совершенной технологии вовлечь их в переработку для доизвлечения ценных компонентов.

Хвостохранилища сооружают на расстоянии менее 250 м от застроенных территорий, перегораживая плотинами и дамбами пониженные участки поверхности земли. Если после отстаивания в хвостохранилище вода не содержит вредных веществ, ее не подвергают дополнительной очистке, а вновь используют в технологическом процесс или сбрасывают в открытые водоемы.

Воды, сбрасываемые с хвостами в хвостохранилище, кроме твердых частиц, содержат различные вредные вещества (применяемые при обогащении реагенты, их взаимодействия с минералами и др.), которые невозможно удалить отстаиванием. Поэтому при проектировании обогатительных фабрик стараются полностью исключить сброс использованных в процессе вод в открытые водоемы, т.е технология должна предусматривать полное использование сточных вод в обороте.

В условиях, когда объем атмосферных осадков значительно превышает объем испаряемой воды, полного использования сточных вод в обороте достичь не удастся. В этом случае сброс сточных вод в открытые водоемы следует строго контролировать, чтобы концентрация вредных веществ не превышала ПДК. Для этих целей проводят специальную очистку сточных вод или их организованный сброс в период значительных атмосферных осадков.

Для очистки воды применяют химические, механические, биохимические методы. Для комплексной очистки вод от токсичных веществ, способных окисляться, используют реагенты окислители: хлорную известь, гипохлориты кальция и натрия, жидкий хлор. Для очистки от

ионов тяжелых металлов сточные воды обрабатывают известковым молоком- известковой суспензией. Для очистки воды от цианистых соединений разработана ионообменная технология, позволяющая попутно извлечь растворенные цветные и редкие металлы.

В некоторых случаях и вода, используемая в обороте, требует определенной очистки, так как содержащиеся в ней реагенты могут отрицательно влиять на процесс обогащения. При складировании отходов обогащения легкорастворимых солей ложе отвалов и хвостохранилищ экранируют с использованием полиэтиленовой пленки. Полиэтиленовая пленка не позволяет растворам солей проникнуть в подземные и поверхностные воды.

Предложен способ складирования солевой шламовой суспензии с последующей естественной фильтрацией рассолов. Для этого в неэкранированном ложе хранилища удаляется водонепроницаемый слой грунта, т.е. создаются условия для попадания рассолов в поток грунтовых вод. Затем с помощью артезианских насосов из скважин откачивают засоленные потоки грунтовой воды и подают ее на фабрику. При достаточно четком расходе воды и оборотных рассолов такой способ позволяет исключить укладку пленки в ложе хранилища и использование воды из открытых водоемов.

Все гидротехнические сооружения, связанные с процессом добычи и переработки полезных ископаемых, возводятся по проектам. На каждом предприятии составляется и утверждается директором перечень мероприятий по устройству и безопасной эксплуатации хвостохранилищ, шламохранилищ и других отстойников, который пересматривается через каждые три года и вновь утверждается. Мероприятия должны предусматривать эвакуацию людей из опасных зон при аварийных ситуациях, организацию безаварийного пропуска паводковых вод, предотвращение возможных селевых, оползневых и других явлений и систематический гидрогеологический и маркшейдерский контроль за эксплуатацией наружных отстойников.

4. ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

Организация работы должна обеспечить высокой производительностью работы в каждой смене. В каждой смене должно быть:

1. Одинокого высокий уровень технологического руководство оперативной подготовке производства.
2. Установлена ответственность за сохранность оборудования.
3. Организовать учёт сменной выработки объема выполненных работ.
4. Организация приема и сдачи смены.

Принимаем следующий порядок:

- 1^{ая} смена от 6⁰⁰ до 12⁰⁰ часов;
- 2^{ая} смена от 12⁰⁰ до 18⁰⁰ часов;
- 3^{ая} смена от 18⁰⁰ до 24⁰⁰ часов;
- 4^{ая} смена от 24⁰⁰ до 6⁰⁰ часов.

Баланс рабочего времени одного рабочего в год

№	Показатели	Величина в днях
1.	Календарный фонд рабочего времени	365
2.	Дни отдыха	52
3.	Номинальный фонд рабочего времени, Тн	313
4.	Не выходы рабочих по разным причинам	61
	а) очередные и дополнительные отпуска	40
	б) болезни	12
	в) выполнение государственных и общественных обязанности	2
	г) льготные дни отпуска учащемуся	4
	д) сельхоз. Работы	3
5.	Эффективный фонд рабочего времени, Тэ	252
6.	Использование номинального фонда рабочего времени: $\frac{Tэ}{Tн} \cdot 100\%$	$(252:313) \times 100 = 80,5\%$
7.	Продолжительность рабочей смены	8
8.	Полезный фонд рабочего времени, час одного работника	2016

Расчет баланса годового фонда времени оборудования

№	Наименование элементов	Принятые данные
1.	Нормируемые простые дни	61
1.1	В том числе на капитальный ремонт	25
1.2	Текущий ремонт	22
1.3	Тех. осмотр	12
1.4	Ревизия электрооборудования	2
2.	Эффективная время работы, дни	304
3.	Время работы в сутки	24
4.	Действительный годовой фонд времени работы, час	7296
5.	Коэффициент использования Ки оборудования $T_{эф}/T_n$	0,83

$$\text{Коэффициент списочного состава } K_c = \frac{T_n}{T_{эф}} = \frac{313}{252} = 1,242$$

Явочная численность рабочих в сутки определится по формуле:

$$N_{я} = N_v \times A \times C$$

где, N_v — норматив рабочей силы на цепочки пачуков, чел;

A — количество цепочки пачуков в работе;

C — количество смен.

Явочная численность рабочих в сутки в цеха соответственно будет:

1.	Старший аппаратчик	$1 \times 1 \times 4 = 4$
2.	Аппаратчик	$4 \times 1 \times 4 = 16$
3.	Операторы вспомогательных оборудований	$1 \times 1 \times 4 = 4$
4.	Электромонтёр	$1 \times 1 \times 4 = 4$
5.	Электрослесарь	$1 \times 1 \times 4 = 4$

Штатный численность рабочих определяется по формуле: $N_{шт} = N_v \times A \times (C + 1)$,

т.е. штатная численность рабочих соответственно будет:

1.	Старший аппаратчик	$1 \times 1 \times (4+1)=5$
2.	Аппаратчик	$4 \times 1 \times (4+1)=20$
3.	Операторы вспомогательных оборудований	$1 \times 1 \times (4+1)=5$
4.	Электромонтёр	$1 \times 1 \times (4+1)=5$
5.	Электрослесарь	$1 \times 1 \times (4+1)=5$

Списочная численность рабочих определяется по формуле: $N_c = N_{ш} \times K_c$,
где, $K_c=1,242$, так списочная численность рабочих будет:

1.	Старший аппаратчик	$5 \times 1,242=6,21$
2.	Аппаратчик	$20 \times 1,242=24,84$
3.	Оператор вспомогательных оборудований	$5 \times 1,242=6,21$
4.	Электромонтер	$5 \times 1,242=6,21$
5.	Электрослесарь	$5 \times 1,242=6,21$

Полученные данные сводим в таблицу.

№	Профессия рабочих	Тарифный разряд	Норматив обслуживания	Число смен в сутки	Явочная численность в сутки	Штатная численность в сутки	Списочная численность в сутки
1.	Старший аппаратчик	VI	1	4	4	5	6,21
2.	Аппаратчик	V	4	4	16	20	24,84
3.	Оператор вспомогательных оборудований	V	1	4	4	5	6,21
4.	Электромонтер	IV	1	4	4	5	6,21
5.	Электрослесарь	IV	1	4	4	5	6,21

Расчет капитальных вложений

Капитальные затраты по проекту определяем по укрупненным нормам. Капитальные затраты включает в себя расходы на строительство здания, приобретение, транспортировку и монтаж оборудования согласно технологическому процессу. Размер капитальных затрат учитывается в основных фондах предприятия по их первоначальной стоимости. В себестоимости продукции основные фонды учитывается в виде амортизационных отчислений, т.е. учитывается износ основных фондов в денежной форме.

Денежное средство необходимое для строительства зданий, сооружения цеха, а также для приобретения транспортировке и монтажи оборудования является номинальными вложениями.

Стоимость здания цеха определяется укрепленным способом, исход из объёма здания и стоимости строительство 1 м^3 . Размеры основного здания цеха:

$$\text{Площадь цеха } S = Q \times v = 45 \times 65 = 2925 \text{ м}^2.$$

$$\text{Объём здания } V = Q \times v \times h = 45 \times 65 \times 30 = 87750 \text{ м}^3$$

Затраты на строительства зданий и сооружений

Объект строительство	Объём строительство, м^3	Цена 1 м^3 строительство, сум	Стоимость основного здания, млн. сум	Санитарно-бытовые помещения, (15% от основного здания) млн. сум	Проездные пути, галерея (30% от основного здания) млн. сум	Прочие помещения (15% от основного здания) млн. сум	Чистая стоимость строительство, млн. сум
Основной цех	87750	5500	526,5	78,975	157,95	78,975	842,4

Определение общего фонда заработной платы

Фонд заработной платы основных рабочих складывается из основной и дополнительной заработной платы. Основной фонд включает суммы заработка за отработанное время. Он состоит из прямого фонда заработной платы и доплат (премии, оплата за работу в ночное время, праздничные дни и т.д.).

Прямой фонд заработной платы

$$Z_n = Z_t \times \Phi_E$$

где, Z_t —сумма заработной платы по тарифу, сум;

Φ_E —количество человек часов.

Доплата принимается в определенной доле (15%) от прямого фонда заработной платы

$$Z_o = \frac{Z_n \cdot K_o}{100}$$

где, K_o —принятый процент доплат к заработной плате.

$$Z_c = Z_n + Z_o + п$$

где, п — премия 20-25 % от заработной платы.

Дополнительный фонд включает 30 % от основного фонда заработной платы:

$$Z_d = \frac{Z_c \cdot Z_{oc}}{100}$$

В массовом производстве основным рабочим за выполнение производственного плана предусматривается премия к тарифной ставке в размере 25 % при условии повременной оплаты. Это сумма включается как доплата к прямому фонду заработной платы.

Расчёт планового фонда заработной платы основных и вспомогательных рабочих персоналов

№	Профессия рабочих	Разряд	Часовая тарифная ставка, млн. сум	Штатная численность рабочих, чел	Фонд рабочего времени, млн. сум		Прямой фонд заработной платы, млн. сум
					чел/час	чел/день	
1.	Старший аппаратчик	VI	0,0045	5	0,0225	0,54	197,1
2.	Аппаратчик	V	0,004	20	0,08	1,92	700,8
3.	Оператор вспомог. оборудовании	IV	0,003	5	0,015	0,36	131,4
4.	Электромонтер	IV	0,0025	5	0,0125	0,3	109,5
5.	Электрослесарь	IV	0,0025	5	0,0125	0,3	109,5
Итого:							1248,3

Фонд заработной платы основных и вспомогательных рабочих

Количество рабочих	Основной фонд, млн. сум			Дополнительная фонд 30%, млн. сум	Общий фонд, млн. сум
	Прямой	Премии 25%	Доплаты 15%		
40	1248,3	312,075	187,245	374,49	2122,11

Фонд заработной платы ИТР

Профессия	Численность, чел	Месач. Оклад, млн. сум	Фонд зароб. платы, млн. сум	Допольнит. премия 25%	Допольнит. фонд. соц. страх 30%	Общий фонд зар. платы, млн. сум
Нач. цеха	1	0,95	11,40	2,85	3,42	17,67
Технолог цеха	1	0,90	10,80	2,70	3,24	16,74
Стар. мастер	1	0,85	10,20	2,55	3,06	15,81
Мастер	4	0,70	33,60	8,40	10,08	52,08
Экономист	1	0,40	4,80	1,20	1,44	7,44
ИТОГО:	8					109,74

Расчет стоимости электроэнергии

$$C_{осв} = F \cdot S \cdot g \cdot C_{осв}, \text{ сум}$$

где, F—время работы в течение года, час;

S—площадь цеха, м²;

g—удельный расход электроэнергии на 1м²≈1,5 квт.

C_{осв}- цена 1 квт. эл. эн., 120 сум

$$C_{осв} = 8000 \cdot 2100 \cdot 1,5 \cdot 120 = 3024000000 \text{ сум}$$

Расчет стоимости отопления

$$C_{пара} = \frac{V \cdot H \cdot g}{i_n} \cdot C_{д.п}, \text{ сум}$$

где, V—объем здания основного, м³;

H—врем отопительного сезона, час;

g—удельной расход пара на 1м³;

C_{д.п}—стоимость 1т пара=2000 сум

i_n—удельная теплоемкость 1т пара=5 400

$$C_{пара} = \frac{52500 \cdot 3600 \cdot 20}{5400} \cdot 2000 = 1400000000 \text{ сум}$$

Расчет стоимости воды на бытовые нужды.

$$C_{вода} = q \times p \times D_p \times C_v, \text{ сум}$$

где, q - расход воды в смену на 1 работающего, 0,8 м³;

P— число работающих, 45 чел;

D_p—кол-во рабочих дней в году, 252

C_v—стоимость 1м²питьевой воды 180 сум.

$$C_{вода} = 0,8 \times 45 \times 252 \times 180 = 1632960 \text{ сум}$$

Расчет изменение себестоимости продукции производим только по статье «Вспомогательные материалы на технологические цели

Расчет затрат на вспомогательные материалы

№	Статьи затрат	Ед. измерение	Расход на ед. объёма	Объём переработанного сырья, т	Общий расход на весь объём, кг	Цена на ед., тыс. сум	Общие затраты, млн. сум
1	NaCN	Кг	0,0084	100000	840	21	17,64
2	CaO	Кг	0,03	100000	3000	0,6	1,8
3	Смола АМ-2Б	Кг	0,001	100000	100	35	3,5
4	Реактивы	Кг	0,5	100000	50000	1,2	60
5	Оборот материалы	Кг		100000		2,5	1,5
	Итого						84,44

Расчет номинальных затрат на оборудования

Наименования оборудования	Количество, шт	Отпускная стоимость, млн. сум	Расходы, млн. сум			Сметная стоимость, млн. сум
			Транспортные 7 %	Складированная 1,2 %	Монтаж 8 %	
Пачук для цианирования	3	55	11,55	1,98	13,2	191,73
Пачук для сорбции	12	65	54,6	9,36	62,4	906,36
Насосы	20	1,8	2,52	0,432	2,88	41,832
Вспомогательные оборудование		45	3,5	0,54	3,6	53
Итого						1192,562

Цена 1 т руды, сум — 11500

В год перерабатываем 100000 т руды

Годовой выпуск продукции, кг – 22500

Цена 1кг выпускаемого продукта, тыс. сум—636,696

Смета затраты

№	Наименование затрат	Сумма, млн. сум
1.	Затраты на сырья	1150
2.	Заработная плата (рабочих + ИТР)	2231,85
3.	Отчисление на соц. страхования, 15%	334,78
4.	Затраты на строительство	842,4
5.	Затраты на оборудования	1192,562
6.	Амортизационные отчисления, 10%	119,26
7.	Затраты на вспомогательные материалы	84,44
8.	Затраты на отопления, воды и эл. энер.	4425,63
И Т О Г О		10380,92

Годовой затраты на получение продукта составляет – 10380,92 млн. сум

Расчет технико-экономических показателей

1. Себестоимость 1 кг продукции составляет:

$$C = \frac{Kв}{B} = \frac{10380920}{22500} = 461,374 \text{ тыс., сум}$$

где, Кв—общие затраты, тыс. сум

В—объем выпускаемой продукции, кг

2. Годовая производительность труда 1рабочего:

$$n = \frac{B}{N_{cn}} = \frac{22500}{40} = 562,5$$

где, N_{cn}—списочный штат рабочих.

3. Годовая производительность труда 1 работающего:

$$n = \frac{B}{N_{cn} + N_{ИТР}} = \frac{22500}{40 + 8} = 468,75$$

4. Расчет фондоотдачи

$$\Phi = \frac{B_p}{\Phi_{осн}} = \frac{14325,67}{10380,92} = 1,38 \text{ сум / сум}$$

где, V_p —реализованная продукция в оптовых ценах, млн. сум

$\Phi_{осн}$ —стоимость основных фондов, млн. сум

5. Расчет прибыли:

$$\Pi = V \cdot (\Pi - C) = 22500 \cdot (636,696 - 461,374) = 3944745 \text{ тыс. сум}$$

где, V —объем реализованной продукции, кг;

Π —оптовая цена за 1кг продукции, тыс. сум;

C —полная себестоимость, тыс. сум.

6. Общая рентабельность

$$P = \frac{\Pi}{\Phi_{осн} + \Phi_{об}} \cdot 100 = \frac{3944745000}{10380920000} \cdot 100 = 38\%$$

где, $\Phi_{осн}$ —стоимость осн. фондов, сум;

$\Phi_{об}$ —стоимость об. средств, сум.

7. Срок окупаемости:

$$T = \frac{K}{\Pi} = \frac{10380920000}{3944745000} = 2,63 \text{ лет}$$

где, K —капиталовложения, сум;

n —прибыль, сум.

Сводная таблица технико-экономических показателей.

№	Наименование показателей	Единица измерения	Величина показателей
1.	Производственная мощность	т/год	100000
2.	Режим работы предприятия		
	а) Количество дней в году	дни	365
	б) Количество смен в сутки	смена	4
	в) Продолжительность смены	часы	6
3.	Численность персонала		
	Всего	чел	40
	ИТР	чел	8
	Рабочих	чел	48
4.	Годовой фонд заработной платы		
	Всего	тыс. сум	2231850
	ИТР	тыс. сум	109740
	Рабочих	тыс. сум	2122110
5.	Капитальные вложения	млн. сум	10380,92
6.	Себестоимость продукции	тыс. сум	461,374
7.	Фондоотдача	сум/сум	1,38
8.	Прибыли	млн. сум	3944,745
9.	Рентабельность	%	38
10.	Срок окупаемости	лет	2,63

Список использованных источников.

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 золото и серебра. – М.: МИСиС, 2001.
3. Масленицкий И.Н., Чугаев Л.В, Борбат В.Ф. Металлургия благородных металлов. – М: Металлургия, 1987.
4. Барченков А.В. Основы сорбционной технологии извлечения золота и серебра из руд. – М.: Металлургия, 1982.
5. Меретуков М.А., Орлов А.М. Металлургия благородных металлов. Зарубежный опыт. – Металлургия, 1991.
6. Шиврин Г.Н. Технологические расчеты процессов и оборудования золотоизвлекательных заводов. – Красноярск, 1976.
7. Зеленов В.И. «Методика исследования золото и серебросодержащих руд», Недра, 1989.
8. Зеликман А.М. «Теория гидрометаллургических процессов», Металлургия, 1983.
9. Разумов К.А. «Проектирование обогатительных фабрик», Недра, 1982.
10. Барченков В.В. «Основы сорбционной технологии извлечения золота и серебра из руд», Металлургия, 1982.