



Негосударственное частное образовательное учреждение
высшего образования
«Технический университет УГМК»

**ЗАДАНИЯ И МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ДЛЯ СТУДЕНТОВ ПО
ВЫПОЛНЕНИЮ КОНТРОЛЬНЫХ РАБОТ ПО
МОДУЛЮ 6 ТЕОРИЯ, ТЕХНОЛОГИЯ И ТЕХНИКА ПРОЦЕССОВ
ПЕРЕРАБОТКИ СЫРЬЯ**

Направление подготовки	<u>22.04.02 <i>Металлургия</i></u>
Направленность (профиль)	<u><i>Обогащение и подготовка сырья к металлургической переработке</i></u>
Уровень высшего образования	<u><i>магистратура</i></u> <i>(бакалавриат, специалитет, магистратура)</i>
Квалификация выпускника	<u><i>магистр</i></u>

Авторы-разработчики: Газалеева Г.И., д-р. техн. наук, Игнаткина В.А. д-р. техн. наук,
доцент, Немчинова Л.А., канд. техн. наук, Лобанов В.Г., канд. техн. наук,
Рассмотрено на заседании кафедры обогащения полезных ископаемых.
Одобрено Методическим советом университета 18 октября 2021 г., протокол № 6

**Контрольные работы по теме модуля: «Теория, технология и техника процессов
измельчения минерального сырья»**

Контрольная работа № 1.

Вариант 1

1. $V_{71} = 75 \%$. По рис. 1 найти $d_{ном}$.
2. $d_{ср.} = 2,0$ мм. Материал состоит из 50 % кварца и 50% зерен с плотностью $5,9$ г/см³.
Найти удельную поверхность материала по упрощенной формуле.
3. Указать отличия мельниц МШЦ и МШР.

Вариант 2

1. $d_{ном} = 0,245$ мм. По рис. 1 найти V_{71} .
2. $d_{ср.} = 0,5$ мм. Материал состоит из 80 % кварца и 20% зерен с плотностью $7,8$ г/см³.
Найти удельную поверхность материала по упрощенной формуле.
3. Какие бывают виды струйных мельниц?

Вариант 3

1. $V_{100} = 70 \%$. По рис. 1 найти $d_{ном}$.
2. $d_{ср.} = 0,1$ мм. Материал состоит из 90 % кварца и 10% зерен с плотностью $7,8$ г/см³.
Найти удельную поверхность материала по упрощенной формуле.
3. Каков % загрузки бисера в бисерной мельнице.

Вариант 4

1. $d_{ном} = 0,52$ мм. По рис. 1 найти V_{100} .
2. $d_{ср.} = 0,05$ мм. Материал состоит из 10 % кварца и 90% зерен с плотностью $7,8$ г/см³.
Найти удельную поверхность материала по упрощенной формуле.
3. Особенности конструкции мельницы МЦ, входящей в комплекс КИ?

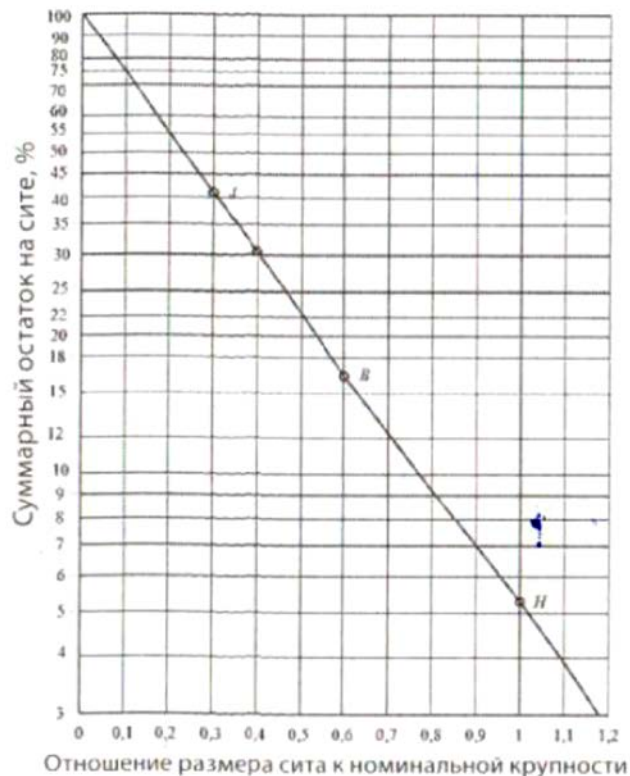


Рис. 1. Универсальная характеристика крупности

Контрольная работа № 2.

Задания:

1. Найти в литературе необычные способы измельчения для любого вида продуктов.
2. Отобрать продукты 1 и 2 стадий измельчения (если это невозможно, то сливы гидроциклонов).
3. Сделать ситовой анализ с определением 5, 6 классов крупности у отобранных продуктов.
4. Построить по результатам п. 2. ситовые характеристики как в натуральных единицах (мм, %), так и логарифмические.
5. Построить теоретические гранхарактеристики по упрощенному уравнению Розина-Раммлера
6. По построенной характеристике найти номинальную крупность продукта при содержании класса 0,071мм – 45 %, класса 0,044 мм – 35 % и произвольно выбранного процентного содержания класса 0,063 мм.
7. Рассчитать теоретическую удельную поверхность узких классов отобранных продуктов.

Контрольные вопросы:

1. Современное понятие минеральных фаз.
2. Какие мельницы относятся к аппаратам ультратонкого измельчения?
3. Каково оптимальное соотношение длины барабана и диаметра для мельниц рудно-галечного измельчения?
4. Чем отличается гранулометрическая характеристика материала, построенная в натуральных координатах, от логарифмической?
5. Что такое удельная поверхность материала и как она вычисляется и измеряется?
6. Понятие кинетики измельчения и диаграммы помола.
7. Описать методику и аппаратуру определения степени раскрытия минералов.

Структура и правила оформления контрольной работы:

Текст контрольной работы следует оформлять в соответствии с требованиями ГОСТ 7.32 и ГОСТ-2.105.

Контрольная работа должна быть оформлена электронным способом с выводом на печать на одну сторону листа белой бумаги формата А4*. При этом следует использовать гарнитуру шрифта Times New Roman, с полуторным межстрочным интервалом. Абзацный отступ должен быть одинаковым по всему тексту документа и равен 1,25 см, размер шрифта основного текста 14 пт, поля стандартные (верхнее и нижнее – 2 см, левое – 3 см, правое – 1,5 см).

Титульные листы должны быть оформлены в соответствии с приложением А.

«Список использованных источников» должен содержать сведения об источниках, использованных при составлении контрольной работы. Сведения об источниках приводятся в соответствии с требованиями ГОСТ 7.1. Данный раздел должен содержать использованные источники (в том числе, и Интернет-источники), включая источник, из которого была взята исследуемая тема.

Представленные в контрольной работе единицы физических величин приводятся по ГОСТ 8.417.

Интервалы чисел в тексте контрольной работы записывают со словами «от» «до» (имея в виду: «от...до..включительно»), если после чисел указана единица величины, или через тире, если эти числа являются безразмерными коэффициентами.

Если в тексте контрольной работы приведен диапазон числовых значений величины, который выражен одной и той же единицей величины, то обозначение единицы величины указывают за последним числовым значением диапазона.

Примеры

1 ...от 10 до 100 кг.

2 от 65 до 70 %.

3 ... класс крупности минус 3,2 мм плюс 1,0 мм.

4 ...от 8 до 10 % (отн.).

5 ... от плюс 10 до минус 40 °С.

Если в тексте документа приводится ряд числовых значений, выраженных в одной и той же единице величины, то ее обозначение указывают только после последнего числового значения.

Пример

1,50; 1,75; 2,00 м.

Недопустимо отделять единицу величины от числового значения (переносить их на разные строки или страницы), кроме единиц величин, помещаемых в таблице.

Таблицы должны оформляться по примеру:

Таблица 1 – Характеристика сырья

Наименование	Объемы запасов, тыс. т	Содержание меди, %	Влажность, %
Руда			
Вскрышная порода			

Цифры в графах таблиц должны проставляться так, чтобы разряды чисел во всей графе были расположены один под другим, если они относятся к одному показателю. В одной графе должно быть соблюдено, как правило, одинаковое количество десятичных знаков для всех значений величин (за исключением массовых долей элементов и оксидов).

В документе следует применять стандартизированные единицы величин, их наименования и обозначения в соответствии с ГОСТ 8.417. Наряду с единицами СИ, при необходимости, в скобках указывают единицы ранее применявшихся систем, разрешенных к применению. Применение в одном документе разных систем обозначения величин не допускается.

При составлении документа следует пользоваться следующими нормативными документами:

ГОСТ 2.105–95 Единая система конструкторской документации. Общие требования к текстовым документам

ГОСТ 7.1–2003 Система стандартов по информации, библиотечному и издательскому делу. Библиографическая запись. Библиографическое описание. Общие требования и правила составления

ГОСТ 7.32– 2017 Система стандартов по информации, библиотечному и издательскому делу. Отчет о научно-исследовательской работе. Структура и правила оформления

ГОСТ 7.54–88 Система стандартов по информации, библиотечному и издательскому делу. Представление численных данных о свойствах веществ и материалов в научно-технических документах. Общие требования

ГОСТ 8.417–2002 Государственная система обеспечения единства измерений. Единицы физических величин

ГОСТ Р 15.011–96 Система разработки и постановки продукции на производство. Патентные исследования. Содержание и порядок проведения

Контрольные работы по теме модуля: «Теория и технология флотации»

Контрольная работа №1. Входной контроль. ОК-2; ОК-11

- 1 Раскройте суть явления смачивания. Контролируемый параметр смачивания. Гидрофобность и гидрофильность поверхности.
- 2 Краевой угол смачивания. Схематично изобразите его определение.

- 3 Раскройте суть явления гистерезиса.
- 4 Приведите уравнение Юнга-Дюпре. Сопоставьте явления когезии и адгезии.
- 5 Перечислите типы химических связей в минералах. Соотнесите тип химической связи и гидрофильность-гидрофобность поверхности.
- 6 Приведите основные типы адсорбции. Характеристика разных типов адсорбции.
- 7 Дайте определение ДЭС. Специфическая адсорбция.
- 8 Раскройте суть изотерм адсорбции Генри, Лэнгмюра, Фрейндлиха.
- 9 Дайте определение поверхностного натяжения на границе фаз. Поверхностное натяжение на границе раздела ж-г. Уравнение Шишковского.
- 10 Дайте определение явлению мицеллообразования. Влияние температуры, концентрации, концентрации электролита на мицеллообразование. ККМ.

Контрольная работа №2. Раздел 2; ОК-3; ОК-4; ОК-9

- 1 Раскройте основные причины, которые обуславливают различную способность поверхности минералов к взаимодействию (смачиванию, гидратации) с водой.
- 2 Приведите основные критерии, которые позволяют оценить смачиваемость поверхности.
- 3 Рассмотрите окисление сульфидов. Оптимальная степень окисления сульфидов.
- 4 Дайте определение собирателей. Раскройте назначение собирателей.
- 5 Классификация собирателей. Выявите взаимосвязь используемых собирателей с природой минералов.
- 6 Представьте критерии оценки приоритетности потенциального взаимодействия сульфидов с сульфгидрильными собирателями.
- 7 Представьте критерии оценки приоритетности потенциального взаимодействия несulfидных минералов с оксигидрильными собирателями.
- 8 Неионогенные собиратели, их классификация. Механизм взаимодействия с минеральной поверхностью. Области применения.
- 9 Сульфгидрильные собиратели, их классификация. Механизм взаимодействия с минеральной поверхностью. Области применения
- 10 Оксигидрильные собиратели, их классификация. Механизм взаимодействия с минеральной поверхностью. Области применения
- 11 Карбоксильные собиратели. Процессы мицеллообразования. ККМ. Продемонстрируйте влияние ККМ на собирательные свойства жирнокислотных собирателей.
- 12 Катионные собиратели, их классификация. Механизм взаимодействия с минеральной поверхностью. Области применения
- 13 Приведите классификации сульфидных и золотосодержащих руд по интенсивности воздействия на них кислорода:
- 14 Активаторы. Назначение. Активаторы сульфидных минералов. Примеры
- 15 Активаторы. Назначение. Активаторы несulfидных минералов. Примеры
- 16 Подавители. Назначение. Механизм действия.
- 17 Депрессоры сульфидных минералов. Приведите примеры.
- 18 Депрессоры несulfидных минералов. Приведите примеры.
- 19 Основные реагентные режимы депрессии при селекции сульфидных минералов.
- 20 Основные схемные и реагентные режимы при селекции коллективных несulfидных минералов.

Контрольная работа №3. Раздел 3. ОК-3; ОК-4; ОК-9

1. Суть явления смачивания. Краевой угол смачивания. Работа адгезии и работа когезии.
2. Краевой угол смачивания в статических условиях и в условиях пенной флотации. Гистерезис смачивания.

3. Условие равновесия «пузырек-частица». Уравнение Фрумкина-Кабанова. Определение максимальных размеров пузырьков воздуха, удерживающихся на поверхности, в статических условиях
4. Термодинамический анализ элементарного акта флотации. Показатель флотируемости. Мокрая флотация, сухая флотация
5. Суть элементарного акта флотации. Флотационная сила. Определение флотационной силы.
6. Раскройте понятия вероятность флотации: вероятность столкновения, вероятность закрепления частицы на пузырьке; вероятность сохранения частицы на пузырьке.
7. Вероятность столкновения и коалесценции. Влияние гидродинамических условий. Коэффициент захвата.
8. Поверхностные силы. Расклинивающее давление. Изотермы расклинивающего давления.
9. Поверхностные силы. Изменение энергии прослоя воды. Характеристика переходных слоев.
10. Минерализация пузырьков воздуха. Влияние размеров пузырьков воздуха и частиц.
11. Кинетика флотации. Уравнение Белоглазова. Значение при флотации.
12. Классификация флотомашин. Область применения различных конструкций флотомашин.
13. Аэрация пульпы в механических и пневмомеханических машинах. Дисперсность пузырьков воздуха в различных флотомашинах.
14. Конструкции различных флотомашин. Направление движения пульпы и воздуха в разных типах флотомашин.
15. Кинетика флотации. Показатели селективности процесса флотации.

Контрольная работа №4. Раздел 4. ОК-3; ОК-4; ОК-9; ПК-1; ПК- 2; ПК-4; ПК-5

- 1 Предложите реагентный режим флотации тонковкрапленной смешанной руды, которая содержит галенит, церуссит и англезит.
- 2 Предложите реагентный режим флотации сподумена при использовании катионных собирателей.
- 3 Предложите реагентный режим прямой селективной флотации медно-цинковой руды.
- 4 Предложите реагентный режим селекции медно-цинкового коллективного концентрата
- 5 Предложите реагентные режимы для флотации берилла, когда вмещающая порода представлена полевыми шпатами, кварцем и слюдой.
- 6 Предложите реагентные режимы селекции медно-свинцового коллективного концентрата.
- 7 Предложите реагентный режим селекции медно-молибденного коллективного концентрата
- 8 Предложите реагентный режим частично коллективно-селективной селективной флотации медно-цинковой руды
- 9 Предложите реагентный режим для повышения качества медно-никелевого концентрата, который содержит тонкодисперсные примеси талька.
- 10 Предложите реагентный режим для коллективной флотации медно-цинковой пиритной руды.
- 11 Предложите реагентный режим для селективной флотации свинцово-цинковой руды
- 12 Предложите реагентный режим для повышения качества магнетитового концентрата, полученного при обогащении железистых кварцитов
- 13 Предложите реагентные режимы селекции свинцово-медного коллективного концентрата с получением свинцового концентрата пенным продуктом.
- 14 Предложите реагентный режим для флотации медно-сульфидной руды, содержащей карбонаты меди

- 15 Предложите реагентный режим для флотации апатита из руды с высоким содержанием кальцита и оксидов железа
- 16 Предложите реагентные режимы селекции свинцово-медного коллективного концентрата с получением свинцового концентрата камерным продуктом.
- 17 Предложите реагентный режим для получения баритового концентрата из скарновой руды
- 18 Предложите реагентный режим коллективной медно-цинково-пиритной флотации
- 19 Предложите реагентный режим флотации малосульфидной золотосодержащей руды
- 20 Предложите реагентный режим селекции коллективного медно-цинкового концентрата с получением цинка камерным продуктом.

Контрольные работы по теме модуля: «Технология и техника обогащения медных и медно-цинковых руд»

Контрольная работа № 1

1. Перечислите основные характеристики вещественного состава медных и медно-цинковых руд, определяющих технико-экономические показатели обогащения.
2. Назовите минеральный состав медных и медно-цинковых руд. Обоснуйте зависимость снижения извлечения полезных компонентов от изменения соотношения минеральных форм в сторону увеличения труднофлотируемых разностей.
3. Раскройте влияние генезиса полезных ископаемых на технологические показатели. Какова зависимость технологических показателей от содержания полезного компонента в руде.
4. Перечислите технологические требования к качеству полезных ископаемых, поступающих на обогащение.
5. Назовите минералы меди, содержащиеся в медных и медно-цинковых рудах, приведите краткую характеристику их технологических свойств.
6. Назовите морфологические типы пирита и объясните их влияние на получаемые технологические показатели.
7. Назовите основные типы колчеданных месторождений.
8. На какие типы подразделяются медные и медно-цинковые руды по содержанию серы?

Контрольная работа № 2

1. Объясните взаимосвязь между раскрываемостью медных и цинковых минералов при обогащении медно-цинковых руд и их технологическими свойствами;
2. Содержание каких зерен и какой крупности предопределяет применение межстадиальной флотации?
3. Обоснуйте влияние вторичных изменений минералов на технологические показатели.
4. Перечислите типы мельниц, применяемых для измельчения руд.
5. Сформулируйте основные положения, которыми следует руководствоваться при выборе мельницы;
6. Перечислите известные методы расчета шаровых и стержневых мельниц.
7. В чем особенность расчета производительности мельниц для измельчения промпродуктов.
8. Перечислите известные методы определения производительности мельниц рудного само и полусамоизмельчения.

Контрольная работа № 3

1. В каких единицах измеряются удельная производительность мельницы по готовому классу, эффективность измельчения, индекс работы Бонда.
2. Какие аппараты применяют для классификации материала в замкнутых циклах измельчения.
3. В чем заключается особенность расчета гидроциклонов.
4. Дайте определение флотационного обогащения. Назовите типы флотации.
5. Назовите последовательность протекания флотационного процесса во флотационной машине.
6. Дайте определение флотационной машины. Назовите известные типы флотомашин.
7. Назовите устройство и принцип работы пневмомеханической флотационной машины.
8. Назовите устройство и принцип работы пневматической флотационной машины.

Контрольная работа № 4

1. Дайте определение флотационной машины для пенной сепарации.
2. Назовите основные технологические параметры, определяющие результаты флотационного процесса.
3. Объясните влияние плотности на процесс флотации.
4. Влияние температуры пульпы на флотацию медных и медно-цинковых руд.
5. Влияние состава воды на процесс флотации.
6. Дать определение аэрации пульпы. Назовите основные критерии, которым должен удовлетворять размер пузырьков при флотации.
7. Какие этапы включает алгоритм выбора технологического оборудования.
8. Из чего состоит база данных по технологическому оборудованию.

Контрольная работа № 5

1. Каким образом учитывается коэффициент загрузки при расчете количества аппаратов.
2. В каких случаях используется процедура изменения работы обогатительной фабрики при выборе и расчете технологического оборудования.
3. Для каких технологических процессов в обогащении полезных ископаемых резервное оборудование не предусматривается.
4. Перечислите методы определения производительности технологического оборудования.
5. Требования, предъявляемые к современным флотационным машинам.
6. Назовите области применения флотационных машин различных типов.
7. Чем отличаются флотационные машины механического и пневмомеханического типов?
8. При каких условиях могут применяться пневматические аэрофлитные флотомашин.

Контрольная работа № 6

1. Какие методы расчета сгустителей применяют для сгущения диспергированных и скоагулированных пульп.
2. Перечислите известные типы аппаратов для фильтрования.
3. Дать определение технологической схемы, качественно-количественной, водно-шламовой схем и схемы цепи аппаратов.
4. Дать определение цикла обогащения, технологической операции и стадии обогащения.

5. Перечислить основные контролируемые параметры, влияющие на ход технологических процессов и характеризующие результаты обогащения.
6. Дайте определение понятия «схема флотации» и приведите наименования отдельных операций флотации.
7. Дайте определения понятиям «схема коллективной флотации», «схема последовательно-селективной флотации» и «схема коллективно-селективной флотации».
8. Приведите формулу определения числа флотационных камер;
9. Перечислите известные аппараты для кондиционирования флотационной пульпы.

Методические указания к выполнению контрольной работы

- 1 Подготовка к контрольной работе производится по материалам лекций, самостоятельного изучения материала.
- 2 Работа над вопросами для самоконтроля после лекционного материала необходима для успешного выполнения контрольной работы.
- 3 Сложности с ответами на вопросы для самоконтроля должны быть устранены на практических занятиях или консультациях.

Правила оформления текстовой части

Общие сведения

Текст контрольной работы следует оформлять в соответствии с требованиями ГОСТ 7.32.

Контрольная работа должна быть оформлена электронным способом с выводом на печать на одну сторону листа белой бумаги формата А4*. При этом следует использовать гарнитуру шрифта Times New Roman, с полуторным межстрочным интервалом. Абзацный отступ должен быть одинаковым по всему тексту документа и равен 1,25 см, размер шрифта основного текста 14 пт, поля стандартные (верхнее и нижнее – 2 см, левое – 3 см, правое – 1,5 см).

Текст работы следует печатать, соблюдая следующие размеры полей: правое – не менее 10 мм, верхнее и нижнее – не менее 20 мм, левое – не менее 30 мм.

Титульные листы должны быть оформлены в соответствии с приложением А.

Разрешается использовать компьютерные возможности акцентирования внимания на определенных терминах, применяя шрифты разной гарнитуры.

Страницы контрольной работы следует нумеровать арабскими цифрами, соблюдая сквозную нумерацию по всему тексту работы. Номер страницы проставляют в центре нижней части листа без точки. Иллюстрации, расположенные на отдельных листах, включают в общую нумерацию страниц.

Параграфы работы должны иметь порядковые номера, обозначенные арабскими цифрами без точек и записанные с абзацного отступа.

Заголовки подразделов следует печатать с абзацного отступа с прописной буквы без точки в конце, не подчеркивая. Переносы слов в заголовках не допускаются.

Расстояние между заголовком и текстом должно быть равно удвоенному межстрочному расстоянию; между заголовками разделов и подразделов – одному межстрочному интервалу.

Иллюстрации. Количество иллюстраций, помещаемых в тексте КР, должно быть достаточным для раскрытия содержания. Иллюстрации следует располагать непосредственно после текста, в котором они упоминаются впервые, или на следующей странице. Иллюстрации должны быть в компьютерном исполнении.

Все иллюстрации именуется в тексте рисунками и нумеруются в пределах каждого раздела.

На все иллюстрации должны быть ссылки в тексте. При ссылках на иллюстрации следует писать «в соответствии с рисунком 1.1».

Иллюстрации должны иметь наименование, например, «Рисунок 1.1 – Кристаллическая структура пирита».

Представленные в контрольной работе единицы физических величин приводятся по ГОСТ 8.417.

Интервалы чисел в тексте контрольной работы записывают со словами «от» «до» (имея в виду: «от...до..включительно»), если после чисел указана единица величины, или через тире, если эти числа являются безразмерными коэффициентами.

Если в тексте контрольной работы приведен диапазон числовых значений величины, который выражен одной и той же единицей величины, то обозначение единицы величины указывают за последним числовым значением диапазона.

Примеры

1 ...от 10 до 100 кг.

2 от 65 до 70 %.

3 ... класс крупности минус 3,2 мм плюс 1,0 мм.

4 ...от 8 до 10 % (отн.).

5 ... от плюс 10 до минус 40 °С.

Если в тексте документа приводится ряд числовых значений, выраженных в одной и той же единице величины, то ее обозначение указывают только после последнего числового значения.

Пример

1,50; 1,75; 2,00 м.

Недопустимо отделять единицу величины от числового значения (переносить их на разные строки или страницы), кроме единиц величин, помещаемых в таблице.

Таблицы должны оформляться по примеру:

Таблица 1 – Характеристика сырья

Наименование	Объемы запасов, тыс. т	Содержание меди, %	Влажность, %
Руда			
Вскрышная порода			

Цифры в графах таблиц должны проставляться так, чтобы разряды чисел во всей графе были расположены один под другим, если они относятся к одному показателю. В одной графе должно быть соблюдено, как правило, одинаковое количество десятичных знаков для всех значений величин (за исключением массовых долей элементов и оксидов).

В документе следует применять стандартизированные единицы величин, их наименования и обозначения в соответствии с ГОСТ 8.417. Наряду с единицами СИ, при необходимости, в скобках указывают единицы ранее применявшихся систем, разрешенных к применению. Применение в одном документе разных систем обозначения величин не допускается.

Ссылки. В тексте КР должны быть ссылки на иллюстрации, использованные источники информации и т.д. Ссылка в тексте на иллюстрации и приложения оформляются по типу: «(таблица 1.1)», «(рисунок 1.2)», «(приложение А)». При ссылке в тексте на использованные источники информации следует приводить порядковые номера по списку использованных источников, заключенные в квадратные скобки, например: «...как указано в монографии [1]...».

Приложения. Приложение оформляется как продолжение текстовой части КР. Каждое приложение должно начинаться с нового листа, иметь тематический заголовок и обозначение. Слово «ПРИЛОЖЕНИЕ» и его буквенное обозначение (А, Б, В и т.д.) располагают наверху посередине страницы, а под ним в скобках указывают статус приложения, например: «(рекомендованное)», «(справочное)», «(обязательное)».

Список использованных источников должен содержать сведения об источниках,

использованных при составлении контрольной работы. Сведения об источниках приводятся в соответствии с требованиями ГОСТ 7.1. Данный раздел должен содержать использованные источники (в том числе, и Интернет-источники), включая источник, из которого была взята исследуемая тема.

Примеры оформления Списка использованных источников:

1. Абрамов, А.А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов: учеб. пособие для вузов в 2 кн. / А.А. Абрамов. - М.: Изд-во МГГУ, 2005.

Кн. 1: Рудоподготовка и Cu, Cu-Py, Cu-Fe, Mo, Cu-Zn руды. - 2005. - 575 с.

Кн. 2: Pb, Pb-Cu, Zn, Pb-Zn, Pb-Cu-Zn, Cu-Ni, Co-, Bi-, Sb-, Hg-содержащие руды. - 2005. - 472 с.

2. Абрамов, А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых: учебник для вузов в 3 т. / А.А. Абрамов. -М.: Изд-во МГГУ, 2004.

Т. 2: Технология обогащения полезных ископаемых. -2004. -510 с.

3. Алгебраистова, Н.К. Технология обогащения руд цветных металлов: конспект лекций [Электронный курс] / Н.К. Алгебраистова. -Красноярск: Изд-во ИПК СФУ, 2009. -Режим доступа: <http://www.twirpx.com/file/563007/>

4. Бочаров, В.А. Рациональные технологии флотации труднообогатимых колчеданных руд цветных металлов / В.А. Бочаров, В.А. Игнаткина // Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья: мат-лы Междунар. совещания. Верхняя Пышма, 19-24 сентября 2011. -Верхняя Пышма: Изд-во «Форт Диалог-Урал». -2011, С.17-21.

5. Влияние тонких классов сульфидов на селективную флотацию: отчет о НИР / «Унипромедь»; рук. Корюкин Б.М. [и д.р.] - Свердловск, 1981. -70 с.

6. ГОСТ 14180-80. Руды и концентраты цветных металлов. Методы отбора и подготовки проб для химического анализа и определения влаги. -Введ. 1980-07-01. -М.: Стандартиформ, 2009, 27 с.

7. Методические рекомендации по применению Классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых. Медные руды: утв. М-вом природных рес. Рос. Федерации 05.06.07. -М.: ФГУ ГКЗ, 2007. -39 с.

8. Пелевин, А.Е. Научные основы процесса тонкого гидравлического вибрационного грохочения и разработка новых схем обогащения магнетитовых руд: дис. ... доктора. техн. наук: 25.00.13 / Пелевин Алексей Евгеньевич. -Екатеринбург, 2011. -399 с.

9. Технологическая инструкция на производство медного, цинкового концентратов на обогатительной фабрике Гайского горно-обогатительного комбината : ТИ 00194398-28-07-2013 : утв. главным инженером ОАО «Гайский ГОК» в 2013 г. -Гай: ОАО «Гайский ГОК», 2013. -151 с.

10. Маляров, П.В. К вопросу об оценке эффективности процесса измельчения руд и распределения потребляемой энергии между стадиями / П.В. Маляров, В.Ф. Степурин, Г.М. Солдатов, Н.Д. Конник // Обогащение руд. -2006.-№2. -С.3-6.

1. Расчет количественных показателей в операциях обогащения

Цель количественных расчетов операций обогащения (гравитация, флотация) – определение для всех образующихся продуктов численных значений основных технологических показателей: масс твердого в продуктах (Q_n), выходов (γ_n), содержания ценного компонента (β_n), общего от исходного (ε_n) или частного от операции (E_n) извлечения отдельных компонентов в n -й продукт.

Количественные определения производят пользуясь методом составления уравнений – балансов для отдельных операций по твердому: $\gamma_n = \gamma_{n+1} + \gamma_{n+2}$ и по массе золота: $\gamma_n \cdot \beta_n = \gamma_{n+1} \cdot \beta_{n+1} + \gamma_{n+2} \cdot \beta_{n+2}$, а также применения уравнения, связывающие выход продуктов, содержание в них ценных компонентов и извлечение:

$$\varepsilon_n = \frac{\gamma_n \cdot \beta_n}{\gamma_0 \cdot \beta_0}; \quad \gamma_n = \gamma_0 \cdot \frac{E_n \cdot \beta_0}{100 \cdot \beta_n}; \quad Q_n = Q_0 \cdot \gamma_n.$$

Рассмотрим принцип расчета на примере ряда схем гравитации.

ПРИМЕР 1. Руду с содержанием золота β_0 8 г/т обогащают методом отсадки. Масса перерабатываемой руды Q_0 – 120 т/сут. Продуктами обогащения являются гравитационный концентрат с содержанием золота β_1 320 г/т и хвосты, одержащие β_2 3,25 г/т золота. Требуется определить выходы и массы концентрата γ_1 , Q_1 и хвостов γ_2 , Q_2 гравитации и извлечение золота в концентрат ε_1 .

РЕШЕНИЕ. Представим процесс обогащения в виде схемы, рисунок 1.1. пронумеруем продукты и проставим около них условные обозначения их характеристик Q , γ , β :

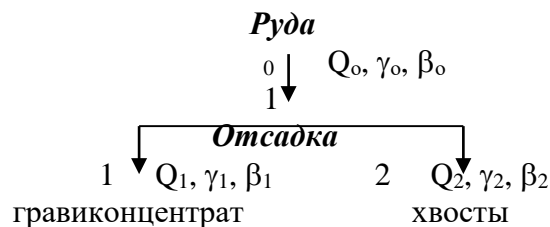


Рис. 1.1.

Составим уравнение – балансы по операции «отсадка»:

$$\gamma_0 = \gamma_1 + \gamma_2; \quad \gamma_0 \cdot \beta_0 = \gamma_1 \cdot \beta_1 + \gamma_2 \cdot \beta_2.$$

Решаем уравнения и получаем:

$$\gamma_1 = \gamma_0 \cdot \frac{\beta_0 - \beta_2}{\beta_1 - \beta_2}; \quad \gamma_2 = \gamma_0 \cdot \frac{\beta_1 - \beta_0}{\beta_1 - \beta_2}.$$

Поставляем абсолютные значения известных величин (выход исходного продукта принимают всегда равным 100%, или в долях равным 1):

$$\gamma_1 = 1 \cdot \frac{8 - 3,25}{320 - 3,25} = 0,015 \text{ или } 1,5\%;$$

$$\gamma_2 = 1 \cdot \frac{320 - 8}{320 - 3,25} = 0,985 \text{ или } 98,5\%.$$

$$Q_1 = Q_o \cdot \gamma_1; Q_1 = 120 \cdot 0,015 = 1,75 \text{ т.}$$

$$Q_2 = Q_o \cdot \gamma_2; Q_2 = 120 \cdot 0,985 = 118,25 \text{ т.}$$

ПРОВЕРКА: $\gamma_1 + \gamma_2 = \gamma_o; 0,015 + 0,985 = 1,0$.

Извлечение золота в гравиконцентрат находим по формуле:

$$E_1 = \frac{\gamma_1 \cdot \beta_1}{\gamma_o \cdot \beta_o}; E_1 = \frac{0,015 \cdot 320}{1,0 \cdot 8} = 0,6 \text{ или } 60\%.$$

ПРИМЕР 2. Руда с содержанием золота β_o 8 г/т обогащается отсадкой. В качестве исходных данных задано извлечение золота в гравиконцентрат $E_1 = 60\%$ и содержание золота в нем $\beta_1 = 320$ г/т. Требуется определить выходы концентрата и хвостов, и содержание золота в хвостах гравитации.

РЕШЕНИЕ:

Схема обогащения аналогична приведенной в примере 1, рисунок 1.1.

Составляем уравнения – балансы по операции отсадка:

$$\gamma_o = \gamma_1 + \gamma_2; \quad \lambda_o \cdot \beta_o = \gamma_1 \cdot \beta_1 + \gamma_2 \cdot \beta_2.$$

Для определения γ_1 используем известные значения E_1 и β_1 и формулу

$$E_1 = \frac{\gamma_1 \cdot \beta_1}{\gamma_o \cdot \beta_o}. \text{ Откуда } \gamma_1 = \gamma_o \cdot \frac{E_1 \cdot \beta_o}{\beta_1}.$$

$$\gamma_1 = 1 \cdot \frac{0,6 \cdot 8}{320} = 0,015 \text{ или } 1,5\%.$$

Из балансовых уравнений находим γ_2 и β_2 :

$$\gamma_2 = \gamma_o - \gamma_1; \quad \gamma_2 = 1 - 0,015 = 0,985 \text{ или } 98,5\%.$$

$$\beta_2 = \frac{\gamma_o \cdot \beta_o - \gamma_1 \cdot \beta_1}{\gamma_2}; \quad \beta_2 = \frac{1 \cdot 8 - 0,015 \cdot 320}{0,985} = 3,25 \text{ г/т.}$$

Проверку правильности выполненных расчетов произведем по балансу массы золота, поступившего на операцию и вышедшего с продуктами:

$$\gamma_o \cdot \beta_o = \gamma_1 \cdot \beta_1 + \gamma_2 \cdot \beta_2.$$

$$1 \cdot 8 = 0,015 \cdot 320 + 0,985 \cdot 3,25;$$

$$8 = 4,8 + 3,2. \text{ Расчет выполнен верно.}$$

ПРИМЕР 3. Произвести расчет схемы гравитационного обогащения золотосодержащей руды с перечисткой концентрата отсадкой. Рисунок

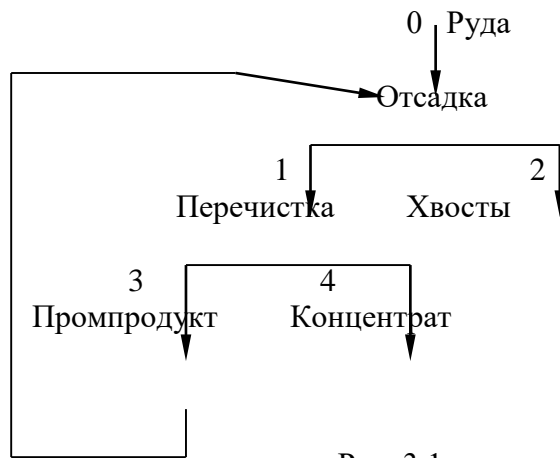


Рис. 3.1

Известны: $\beta_1; \beta_o; \beta_2; \beta_3; \beta_4$.

Требуется определить: $\gamma_1; \gamma_2; \gamma_3; \gamma_4; \varepsilon_4; \varepsilon_2$.

РЕШЕНИЕ:

Составляем уравнения балансов по операциям отсадки и перечистки, связывающих выходы продуктов и содержания в них ценных компонентов:

$$\begin{aligned} \gamma_o + \gamma_3 &= \gamma_1 + \gamma_2; & \gamma_o \cdot \beta_o + \gamma_3 \cdot \beta_3 &= \gamma_1 \cdot \beta_1 + \gamma_2 \cdot \beta_2; \\ \gamma_1 &= \gamma_3 + \gamma_4; & \lambda_1 \cdot \beta_1 &= \gamma_3 \cdot \beta_3 + \gamma_4 \cdot \beta_4. \end{aligned}$$

В эти уравнения входят 10 показателей, из которых два всегда известны – γ_o и β_o . Из остальных восьми решением четырех уравнений можно определить четыре, если известны четыре других показателя. Следовательно, при известных содержаниях золота в продуктах схемы $\beta_1, \beta_2, \beta_3, \beta_4$ решением балансовых уравнений можно определить выходы продуктов – $\gamma_1, \gamma_2, \gamma_3$ и γ_4 .

Более простой путь расчета данной схемы, как и других сложных схем, состоит в том, что составление уравнений балансов и определение выходов продуктов производится в направлении от конечных концентратов и хвостов к исходному материалу.

Сначала определяем выходы готового концентрата γ_4 и хвостов γ_2 , рассматривая всю схему как одну простую операцию разделения на концентрат и хвосты. Тогда,

$$\begin{aligned} \gamma_o &= \gamma_2 + \gamma_4; \\ \gamma_o \cdot \beta_o &= \gamma_2 \cdot \beta_2 + \gamma_4 \cdot \beta_4. \end{aligned} \text{ Решая уравнения, находим}$$

$$\gamma_4 = \frac{\gamma_o \cdot (\beta_o - \beta_2)}{(\beta_4 - \beta_2)}; \quad \gamma_2 = \frac{\gamma_o \cdot (\beta_4 - \beta_2)}{(\beta_4 - \beta_2)}.$$

Затем расчлняем схему на отдельные операции и для каждого из них составляем уравнения балансов и находим выходы неизвестных продуктов.

Применительно рассматриваемому примеру составляем балансовые уравнения для перечистки концентрата:

$$\gamma_1 = \gamma_3 + \gamma_4; \quad \gamma_1 \cdot \beta_1 = \gamma_3 \cdot \beta_3 + \gamma_4 \cdot \beta_4.$$

Решая уравнения, получим:

$$\gamma_3 = \frac{\gamma_4 \cdot (\beta_4 - \beta_1)}{(\beta_1 - \beta_3)}; \quad \gamma_1 = \frac{\gamma_4 \cdot (\beta_4 - \beta_3)}{(\beta_1 - \beta_3)}.$$

Извлечение золота в конечные продукты находим по формулам:

$$\varepsilon_4 = \frac{\gamma_4 \cdot \beta_4}{\gamma_o \cdot \beta_o}; \quad \varepsilon_2 = \frac{\gamma_2 \cdot \beta_2}{\gamma_o \cdot \beta_o}.$$

Частные извлечения золота в концентраты по операциям:

$$E_1 = \frac{\beta_1 \cdot \gamma_1}{\beta_o \cdot \gamma_o}; \quad E_4 = \frac{\beta_4 \cdot \gamma_4}{\beta_1 \cdot \gamma_1}.$$

1.1. ЗАДАНИЯ ДЛЯ КОНТРОЛЬНОЙ РАБОТЫ

ЗАДАЧА 1.1.

На фабрике производительностью 1000 тонн руды в сутки применяют следующую схему гравитационного обогащения.

Произвести расчет количественных показателей схемы (Q_n , β_n , γ_n , ε_n) при заданных в табл.1 исходных данных.

Таблица 1

Исходные данные к теме “Количественные определения в операциях обогащения”

№ варианта	Исходные данные						Показатели, подлежащие определению
	Q_0 , т/сут	β_0 , г/т	β_1 , г/т	β_2 , г/т	β_3 , г/т	β_4 , г/т	
1	200	2	10	1,2	3	120	$\gamma_1; \gamma_2; \gamma_3; \gamma_4; Q_1; Q_2; Q_3; Q_4$
2	1200	4	40	3,2	10	250	$\gamma_1; \gamma_2; \gamma_3; \gamma_4; E_1; E_4; \varepsilon_2$
3	500	6	50	4,5	8	300	$\gamma_1; \gamma_2; \gamma_3; \gamma_4; Q_1; Q_2; Q_3; Q_4$
4	300	4	100	2,3	15	600	$\gamma_1; \gamma_2; \gamma_3; \gamma_4; E_1; \varepsilon_4; \varepsilon_2$
5	600	2	20	1,3	2	160	$\gamma_1; \gamma_2; \gamma_3; \gamma_4; \varepsilon_4; \varepsilon_2; E_4; E_1$
6	400	8	30	6,0	5	240	$\gamma_1; \gamma_2; \gamma_3; \gamma_4; \varepsilon_1; \varepsilon_4; E_3; E_2$
7	700	5	90	3,6	10	500	$\gamma_1; \gamma_2; \gamma_3; \gamma_4; \varepsilon_1; \varepsilon_2; \varepsilon_3; \varepsilon_4$
8	900	3	50	2,1	5	400	$\gamma_1; \gamma_2; \gamma_3; \gamma_4; E_1; E_4; \varepsilon_2$
9	500	7	80	5,4	6	450	$\gamma_1; \gamma_2; \gamma_3; \gamma_4; Q_2; Q_4; \varepsilon_2; \varepsilon_4$
10	400	6	60	4,2	6	500	$\gamma_1; \gamma_2; \gamma_3; \gamma_4; Q_1; Q_2; Q_4; \varepsilon_2; \varepsilon_4$
							$\gamma_1; \gamma_2; \gamma_3; \gamma_4; E_1; \varepsilon_2; \varepsilon_4; Q_2; Q_4$

11	2000	4	45	3,0	5	400	$\gamma_1; \gamma_2; \gamma_3; \gamma_4; Q_1; Q_2; Q_4; E_1; E_4$
12	1400	3,5	95	2,2	10	700	$\gamma_1; \gamma_2; \gamma_3; \gamma_4; E_1; E_4; Q_1; Q_4$
13	1600	6,5	75	4,0	10	650	$\gamma_1; \gamma_2; \gamma_3; \gamma_4; Q_2; Q_4; \varepsilon_2; \varepsilon_4$
14	800	7,5	80	5,6	10	480	$\gamma_1; \gamma_2; \gamma_3; \gamma_4; Q_1; Q_2; Q_3; Q_4; \varepsilon_4$
15	350	9	100	7,0	10	700	$\gamma_1; \gamma_2; \gamma_3; \gamma_4; Q_2; Q_4; \varepsilon_4; E_4$
16	450	8	70	6,2	8	630	$\gamma_1; \gamma_2; \gamma_3; \gamma_4; Q_1; Q_2; \varepsilon_1; \varepsilon_2$
17	750	7,2	95	6,0	10	550	$\gamma_1; \gamma_2; \gamma_3; \gamma_4; Q_3; Q_4; \varepsilon_4; E_3; E_4$
18	850	6,8	80	2,3	8	400	$\gamma_1; \gamma_2; \gamma_3; \gamma_4; Q_1; Q_2; Q_4; E_1; E_5$
19	1300	3,9	20	2,1	2	200	$\gamma_1; \gamma_2; \gamma_3; \gamma_4; Q_2; Q_4; E_2; E_3; E_4$
20	1100	4,3	25	3,0	2	200	$\gamma_1; \gamma_2; \gamma_3; \gamma_4; Q_1; Q_2; Q_4; E_4; \varepsilon_4$
21	1000	8,5	50	6,0	4	300	$\gamma_1; \gamma_2; \gamma_3; \gamma_4; Q_4; Q_2; \varepsilon_4; E_4; E_2$
22	1000	8,2	90	5,2	6	500	
23	2500	6,6	40	4,1	2	300	
24	1200	5,6	40	2,2	2,5	350	
25	1500	4,8	30	3,7	2	200	

2. Гидрохимическое выщелачивание благородных металлов из руд и концентратов

2.1. Термодинамика растворения.

Рассмотрение металлов является окислительно-восстановительным процессом. Термодинамическая вероятность его протекания определяется соотношением:

$$\Delta G_{298}^{\circ} = -nFE^{\circ}, \quad (2.1.1)$$

где:

ΔG_{298}° – изменение изобарно-изотермического потенциала реакции, кДж;

n – число электронов, принимающих участие в реакции;

F – число Фарадея, $F = 96500$ Кл/моль;

E° – электродвижущая сила процесса, В.

Электродвижущую силу процесса находим по разности стандартных электродных потенциалов окислителя и восстановителя:

$$E^{\circ} = \varphi_{\text{окисл.}}^{\circ} - \varphi_{\text{восст.}}^{\circ}. \quad (2.1.2)$$

Для обеспечения термодинамической вероятности протекания растворения E° должно быть больше нуля, и, следовательно, $\varphi_{\text{окисл.}}^{\circ} > \varphi_{\text{восст.}}^{\circ}$.

Полноту протекания процесса оцениваем по значению константы равновесия реакции:

$$\lg K_p = \frac{\varphi_{\text{окисл.}}^{\circ} - \varphi_{\text{восст.}}^{\circ}}{2,3 \cdot RT}, \quad (2.1.3)$$

где:

K_p – константа равновесия реакции;

R – газовая постоянная, $R = 8,314$ Дж/(моль·К);

T – температура, К.

Таким образом, для решения вопроса о термодинамической вероятности и полноте растворения благородных металлов в различных средах необходимо знать значения стандартного потенциала окислителя и потенциала металла в растворе его соли.

В табл. 2.1 приведены стандартные потенциалы некоторых технически наиболее приемлемых окислителей, а в табл. 2.2 – потенциалы золота, серебра, платиновых металлов при образовании различных комплексов.

Окислительный потенциал золота и других благородных металлов весьма высок. Большинство же технически приемлемых окислителей обладает значительно более отрицательными потенциалами табл. 2.1 и не могут окислить их. Создать термодинамические предпосылки для окисления металлов и перевода в раствор можно за счет снижения их окислительных потенциалов.

Из уравнения Нернста потенциал металла в растворе его соли зависит от активности ионов этого металла:

$$\varphi = \varphi^{\circ} + (RT/nF) \ln a_{Me^{n+}}, \quad (2.1.4)$$

где: φ – потенциал металла в растворе его соли, В;

φ° – стандартный потенциал металла, В;

$a_{Me^{n+}}$ – активность ионов металла в растворе.

Подставив постоянные и перейдя от натуральных логарифмов к десятичным, получим для золота при 25 °С:

$$\varphi^{\circ} = 1,88 + 0,059 \lg a_{Au^+} \quad (2.1.5)$$

Из этого уравнения следует, что потенциал золота (или другого благородного металла) можно снизить, уменьшая активность ионов металла в растворе. Это достигается связыванием ионов металла в прочные комплексы, константы нестойкости которых β представляют весьма малые величины (табл. 2.2). Прочные комплексы с благородными металлами образуют такие ионы, как CN^- , S^{2-} , $S_2O_3^{2-}$, J^- , Cl^- , Br^- , молекулы тиомочевины – $CS(NH_2)_2$ и др., что приводит к существенному снижению окислительного потенциала металла (см. табл. 2.2.). Снижение потенциала металла вследствие комплексообразования обуславливает протекание реакции растворения. Из приведенных рассуждений можно сделать вывод: благородные металлы, несмотря на высокие значения стандартных электродных потенциалов, могут быть окислены и переведены в раствор.

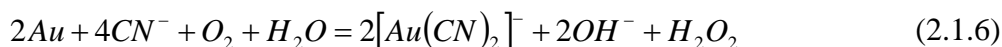
С точки зрения термодинамики, неперенными являются два условия:

- ✓ наличие растворителя, образующего с благородными металлами прочные комплексные соединения и снижающего их окислительный потенциал;
- ✓ присутствие в растворе окислителя, потенциал которого больше потенциала металла в растворе его соли.

ПРИМЕР 2.1.1 Оценить термодинамическую вероятность и полноту растворения золота в цианистом растворе.

РЕШЕНИЕ:

Запишем реакцию растворения в ионной форме:



Представим ее в виде двух полуреакций (окисления и восстановления):

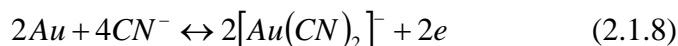


Таблица 2.1

Стандартные потенциалы некоторых окислителей металлов

Полуреакция восстановления	pH среды	φ^0 , В
$Cl_2 + 2e \leftrightarrow 2Cl^-$		+ 1,36
$O_2 + 2H_2O + 4e \leftrightarrow 4OH^-$	7	+ 1,23
$O_2 + 2H_2O + 4e \leftrightarrow 4OH^-$	14	+ 0,40
$O_2 + 2H_2O + 2e \leftrightarrow H_2O_2 + 2OH^-$	14	- 0,15
$H_2O_2 + 2e \leftrightarrow 2OH^-$	14	+ 0,95
$H_2O_2 + 2e \leftrightarrow 2OH^-$	0	+ 0,69
$H_2O_2 + 2e \leftrightarrow O_2 + 2H^+$	0	+ 0,69
$F_2 + 2e \leftrightarrow 2F^-$		+ 2,87
$S_2O_8^{2-} + 2e \leftrightarrow 2SO_4^{2-}$		+ 2,91
$NO_2 + e \leftrightarrow NO_2^-$		+ 1,02
$NO_2^- + 2e + \frac{1}{2}H_2O \leftrightarrow NO + OH^-$	14	+ 1,00
$Fe(SO_4)_3 + 2e \leftrightarrow 2FeSO_4 + SO_4^{2-}$	0	+ 0,77
$FeCl_3 + e \leftrightarrow FeCl_2 + Cl^-$	0	+ 0,86
$CuCl_2 + e \leftrightarrow CuCl_2^-$		+ 0,54
$J_2 + 2e \leftrightarrow 2J^-$		+ 0,54
$Br_2 + 2e \leftrightarrow 2Br^-$		+ 1,09

.Окислительный потенциал кислорода при его восстановлении по полуреакции (2.7) $\varphi_{окисл}^0 = -0,15B$ (см. табл. 2.1). Потенциал золота в растворе его соли $\varphi_{Au/[Au(CN)_2]^-}^0 = -0,54B$ (см. табл. 2.2).

В случае отсутствия справочных данных потенциал металла в растворе его соли может быть определен по известным значениям константы нестойкости комплекса $[Au(CN)_2]^-$ по уравнению Нернста.

Таблица 2.2

Стандартные потенциалы благородных металлов в воде и в растворах их солей и константы нестойкости образующихся комплексов

Полуреакция окисления	φ° , В	$-\lg \beta$
$Au^{+} + e \leftrightarrow Au$	+ 1,88	
$Au^{3+} + 3e \leftrightarrow Au$	+ 1,50	
$Ag^{+} + e \leftrightarrow Ag$	+ 0,799	
$Pt^{2+} + 2e \leftrightarrow Pt$	+ 1,2	
$Pd^{2+} + 2e \leftrightarrow Pd$	+ 0,987	
$Rh^{3+} + 3e \leftrightarrow Rh$	+ 0,8	
$Au + CN^{-} \leftrightarrow [Au(CN)_2]^{-} + e$	- 0,54	41
$Au + 2S_2O_3^{2-} \leftrightarrow [Au(S_2O_3)_2]^{3-} + e$	+ 0,15	29,4
$Au + S^{-} \leftrightarrow [AuS]^{-} + e$	- 0,47	39,9
$Au + CS(NH_2)_2 \leftrightarrow Au[CS(NH_2)_2]_2^{+} + e$	+ 0,38	25,5
$Au + 2J^{-} \leftrightarrow [AuJ_2]^{-} + e$	+ 0,58	22,1
$Au + 4Cl^{-} \leftrightarrow [AuCl_4]^{-} + 3e$	+ 1,00	29,5
$Pt + 4Cl^{-} \leftrightarrow [PtCl_4]^{2-} + 2e$	+ 0,73	16
$Pt + 6Cl^{-} \leftrightarrow [PtCl_6]^{2-} + 4e$	+ 0,76	33
$Pd + 4Cl^{-} \leftrightarrow [PdCl_4]^{2-} + 2e$	+ 0,59	13,2
$Rh + 6Cl^{-} \leftrightarrow [RhCl_6]^{3-} + 3e$	+ 0,44	19,0
$Pt + 4J^{-} \leftrightarrow [PtJ_4]^{2-} + 2e$	+ 0,40	29,6
$Pd + 4J^{-} \leftrightarrow [PdJ_4]^{2-} + 2e$	+ 0,19	24,9
$Au + 4Br^{-} \leftrightarrow [AuBr_4]^{-} + 3e$	+ 0,86	20

Рассмотрим этот расчет.

Применительно к реакции (2.1.6) уравнение Нернста примет вид

$$\varphi_{\frac{Au}{[Au(CN)_2]^{-}}} = \varphi_{\frac{Au}{Au^{+}}}^{\circ} + (RT/nF) \cdot \lg a_{Au^{+}}. \quad (2.1.9)$$

Подставив значения постоянных (R, T, F), $\varphi_{\frac{Au}{Au^{+}}}^{\circ}$, n и перейдя от натуральных логарифмов к десятичным, получим для золота при 25 °С:

$$\begin{aligned} \varphi_{\frac{Au}{[Au(CN)_2]^{-}}} &= 1,88 + \frac{8,314 \cdot 298}{1 \cdot 96500} \cdot 2,81 \lg a_{Au^{+}}. \\ \varphi_{\frac{Au}{[Au(CN)_2]^{-}}} &= 1,88 + 0,059 \cdot \lg a_{Au^{+}}. \end{aligned} \quad (2.1.10)$$

Значение $a_{Au^{+}}$ найдем через константу нестойкости комплексного иона $[Au(CN)_2]^{-}$, равновесие диссоциации которого $[Au(CN)_2]^{-} \leftrightarrow Au^{+} + 2CN^{-}$ сильно сдвинуто влево и характеризуется величиной константы нестойкости:

$$\beta = \frac{a_{Au^{+}} \cdot a_{CN^{-}}^2}{a_{[Au(CN)_2]^{-}}} = 1,1 \cdot 10^{-41}. \quad (2.1.11)$$

Из уравнения (2.1.11) $a_{Au^+} = 1,1 \cdot 10^{-41} \cdot \frac{a_{[Au(CN)_2]^-}}{a_{CN^-}^2}$

Подставим значение a_{Au^+} в уравнение (2.1.10):

$$\varphi_{Au/[Au(CN)_2]^-} = 1,88 + 0,059 \cdot \lg \left(1,1 \cdot 10^{-41} \cdot \frac{a_{[Au(CN)_2]^-}}{a_{CN^-}^2} \right).$$

После упрощения получим:

$$\varphi_{Au/[Au(CN)_2]^-} = -0,54 + 0,059 \cdot \lg \left(\frac{a_{[Au(CN)_2]^-}}{a_{CN^-}^2} \right).$$

При $a_{[Au(CN)_2]^-} = 1$ и $a_{CN^-} = 1$ стандартный потенциал полуреакции (2.1.8) равен $-0,54$ В, т.е.

$$\varphi_{Au/[Au(CN)_2]^-}^o = -0,54 \text{ В}.$$

Так как $\varphi_{окисл}^o$ ($-0,15$ В) меньше чем $\varphi_{восст}^o$ ($-0,54$ В), то процесс растворения золота в цианистом растворе в присутствии кислорода термодинамически возможен.

Рассчитаем по уравнениям (2.1.1) и (2.1.2) ΔG_{298}^o и K_p реакции:

$$\Delta G_{298}^o = -[-0,15 - (-0,54)] \cdot 2 \cdot 96500 = -75300 \text{ Дж}.$$

$$\lg K_p = \frac{75300}{2,3 \cdot 8,314 \cdot 298} = 13,2. \quad K_p = 2 \cdot 10^{13}.$$

Высокое значение константы равновесия показывает, что реакция (2.1.6) должна протекать с большой полнотой в сторону растворения золота.

2.2. Металлургический расчет выщелачивания

Цель металлургических расчетов выщелачивания – определение необходимого количества реагентов для осуществления процесса, масс и объемов веществ, поступающих в процесс, и масс, объемов, состав образующихся при выщелачивании продуктов.

Для выполнения расчетов необходимы следующие исходные данные:

- схема выщелачивания;
- состав поступающих в переработку исходного сырья и других реагентов;
- химизм процесса;
- отношение Ж : Т при выщелачивании;
- степень извлечения (степень превращения) компонентов сырья или выходы и составы продуктов выщелачивания.

Металлургический расчет ведут обычно либо на единицу исходного сырья (1т, или 100 кг, 100 т и др.), либо на годовую или суточную производительность передела.

Завершается расчет составлением материального баланса.

Принцип расчета рассмотрен на примере цианирования золото-содержащей руды.

ПРИМЕР.

Провести металлургический расчет цианирования 100 т/сут кварцево-сульфидной золотосодержащей руды состава, %:

SiO₂ – 78; FeS₂ – 0,026; Fe₂O₃ – 3,4; Cu₂S – 0,002; Al₂O₃ – 6,4; CaO – 5,8; MgO – 4,5; Au – 5 г/т.

За счет истирания шаров при измельчении руды в продукте, поступающем на цианирование содержится 0,0001 % Fe... Цианирование ведут при отношении Ж : Т = 1,5 : 1, концентрации NaCN – 0,05 %; CaO – 0,02 %. При выщелачивании в раствор переходит, %: Au – 98; Fe – 100; FeS₂ – 14; Cu₂S – 40. Потери NaCN за счет гидролиза и химического разложения принимают равными 10% от общего расхода. Обратный раствор содержит 0,0264% (0,264 кг/м³) NaCN.

Для приготовления цианистых растворов используют цианшлам, содержащий 40% NaCN.

Расчет расхода защитной щелочи при цианировании вести при следующих исходных данных:

- расход 100% CaO на химическое взаимодействие с рудой и углекислотой воздуха составляет 4,3 кг/т руды;
- концентрация растворов по свободной CaO в выходе из чанов выщелачивания – 0,02%, в обеззолоченных растворах – 0,02%;
- извлечение свободной CaO при фильтрации и отмывке – 82%.

Схема процесса цианирования приведена на рис 2.1

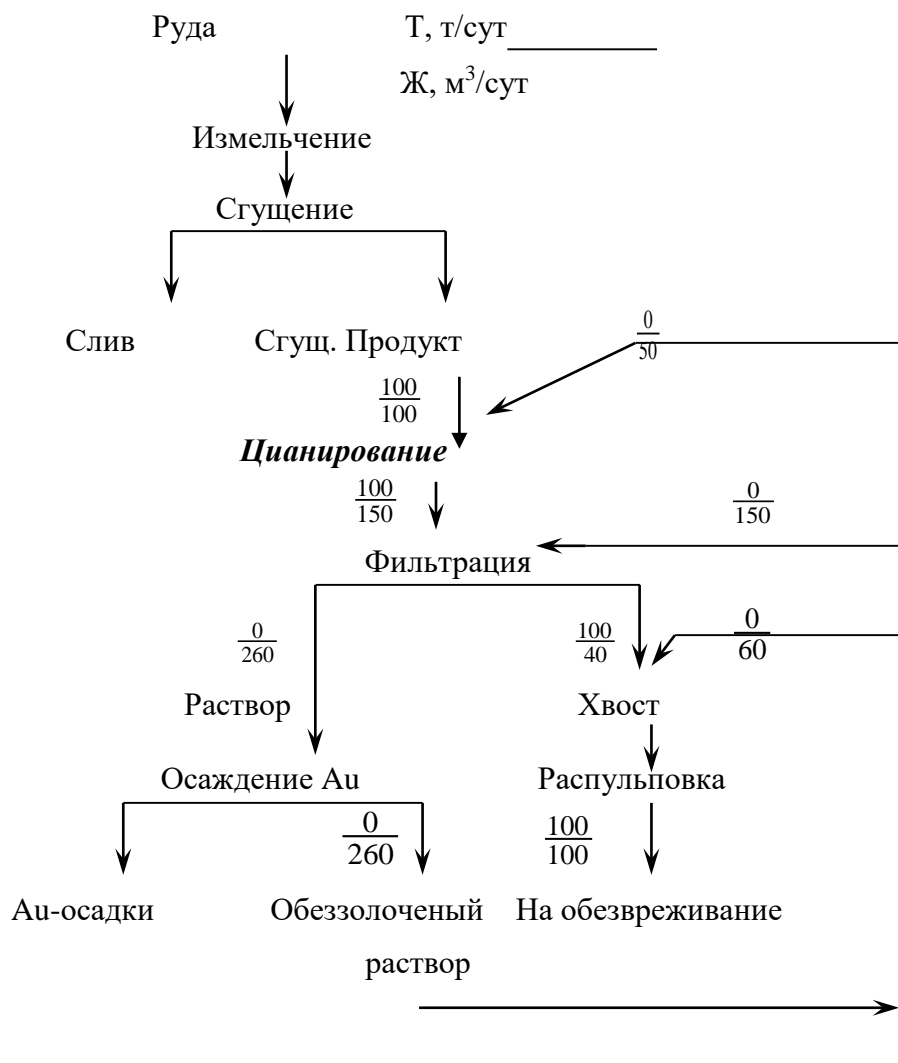


Рис. 2.1

РЕШЕНИЕ:

Расчет ведем на 1 т руды в следующем порядке.

1. Расчет расхода цианистого натрия и извести.

Определим массу NaCN необходимого для создания 0,05 % (0,5 кг/м³) концентрации его в растворе цианирования.

При Ж : Т = 1,5 : 1 на 1 т руды потребуется 1,5 м³ H₂O. Масса NaCN в растворе составит: 0,5 · 1,5 = 0,750 кг. По схеме (рис. 2.1) цианирование ведут с использованием 50 м³ оборотных (обеззолоченных) цианистых растворов с содержанием 0,0264 % NaCN. В расчете на 1 т твердого, исходя из схемы, вводят 0,5 м³ оборотного раствора. С ними поступит NaCN:

$$0,264 \cdot 0,5 = 0,132 \text{ кг.}$$

Тогда расход свежего NaCN для создания 0,05 %-ной концентрации в растворе будет 0,750 – 0,132 = 0,618 кг.

С учетом потерь цианида, принятых в исходных данных равными 10 %, общий расход свежего NaCN будет

$$0,618 + 0,1 \cdot 0,618 = 0,680 \text{ кг.}$$

При использовании на заводе цианшлама с содержанием 40 % NaCN на цианирование 1 т руды его потребуется: 0,680 : 0,4 = 1,7 кг.

Цианид вводится в аппарат в виде 10 %-ного водного раствора. Следовательно, с ним будет введено воды:

$$1,7 - 10 \quad x = 17 \text{ кг.}$$

$$x - 100$$

Расчет расхода извести, выполняющей роль защитной щелочи, ведут аналогичным образом. Для рассматриваемого примера расход CaO составит 5,03 кг/т руды. При использовании извести с содержанием 80 % CaO на цианировании 1 т руды потребуется 6,27 кг. Защитная щелочь вводится в виде 20 %-ного раствора. Для его приготовления понадобится 31,35 кг воды.

2. Определим массу и состав растворов, выходящих из аппаратов цианирования.

Масса растворов, поступивших на цианирование 1 т руды составит:

$1 + 0,5 + 0,017 + 0,031 = 1,548$ т. Объем их при плотности равной 1,03 составит 1,5 м³.

Состав раствора после цианирования характеризуется концентрациями NaCN, Au, Ag, металлов-примесей, CaO (рН) и зависит от степени взаимодействия цианида и защитной щелочи с составляющими руды и величиной химических и механических потерь NaCN и CaO.

Определим массу компонентов руды, переходящих в раствор при цианировании с учетом заданных степеней извлечения:

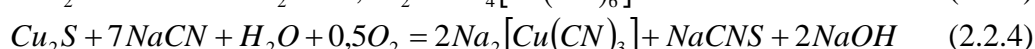
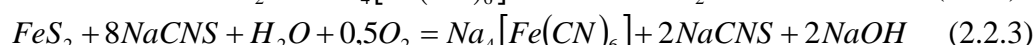
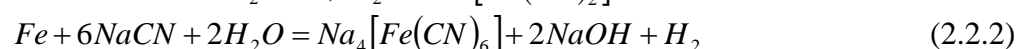
$$\text{золото} \quad 1 \cdot 5 \cdot 0,98 = 4,9 \text{ г;}$$

$$\text{железо металлическое} \quad 1 \cdot 0,000001 \cdot 10^6 = 1 \text{ г;}$$

$$\text{пирит} \quad 1 \cdot 0,00026 \cdot 0,14 \cdot 10^6 = 36 \text{ г;}$$

$$\text{халькозин} \quad 1 \cdot 0,00002 \cdot 0,4 \cdot 10^6 = 8 \text{ г.}$$

Определим расход NaCN на растворение этих компонентов по реакциям:



Расчет ведем исходя из стехиометрии реакции (2.2.1) – (2.2.4).

На растворение Au по реакции (2.2.1) потребуется NaCN:

$$\frac{2 \cdot 197,2 - 4 \cdot 49}{4,9 - x} \quad x = 2,4 \text{ г NaCN.}$$

На растворение Fe по реакции (2.2.2):

$$\frac{55,8 - 6 \cdot 49}{1 - x} \quad x = 5,3 \text{ г NaCN.}$$

На растворение FeS₂ по реакции (2.2.3):

$$\frac{119,8 - 8 \cdot 49}{36 - x} \quad x = 117,8 \text{ г NaCN.}$$

На растворение Cu₂S по реакции (2.2.4):

$$\frac{158,8 - 7 \cdot 49}{8 - x} \quad x = 17,2 \text{ г NaCN.}$$

Общий расход NaCN на растворение золота и сопутствующих минералов составит:

$$2,4 + 5,3 + 117,8 + 17,2 = 142,7 \text{ г.}$$

На цианирование поступают растворы с концентрацией 0,05 % (0,5 кг/м³) NaCN.

Концентрация NaCN в растворах, выходящих из аппаратов цианирования, понизится за счет протекания реакций (2.2.1) - (2.2.4) и составит:

$$0,5 - \frac{0,1427}{1,5} = 0,405 \text{ кг/м}^3 \text{ или } 0,04 \text{ \%}.$$

Зная массу растворенных компонентов и объем раствора, определим их концентрации в нем.

Концентрация Au составит:

$$\frac{4,9}{1,5 \cdot 10^3} = 0,00333 \text{ г/л или } 3,33 \text{ мг/г.}$$

Для определения концентрации Cu найдем сначала массу меди, содержащейся в 8 г растворившего минерала Cu₂S:

$$\frac{158,8 - 2 \cdot 65,8}{8 - x} \quad x = 6,4 \text{ г.}$$

Тогда концентрация меди в растворе составит:

$$\frac{6,4}{1,5 \cdot 10^3} = 0,0043 \text{ г/л.}$$

Аналогичные расчеты выполним для нахождения концентрации Fe в растворе.

Масса железа, перешедшего в раствор по реакциям (2.2.2) и (2.2.3) складывается из массы растворенного металлического железа (1 г) и железа пирита. Масса железа в растворенном пирите составит:

$$\frac{55,8 - 87,8}{x - 36} \quad x = 22,88 \text{ г.}$$

Концентрация железа в растворе цианирования будет равна:

$$\frac{1 + 22,88}{1,5 \cdot 10^3} = 0,016 \text{ г/л.}$$

Часто растворы характеризуют не элементным составом, а концентрациями в них образовавшихся соединений, например $Na_4[Fe(CN)_6]$, $Na_2[Cu(CN)_3]$, $NaCNS$ и др. В этом случае, исходя из стехиометрии реакций (2.2.1) – (2.2.4) по значениям масс растворившихся компонентов, определяют количество интересующих продуктов реакции. Так по реакции (2.2.2) образуется:

$$\frac{55,8 - 196}{1 \text{ г} - x} \quad x = 3,5 \text{ г.}$$

Концентрация $Na_4[Fe(CN)_6]$ в растворе составит:

$$\frac{3,5}{1,5 \cdot 10^3} = 0,0023 \text{ г/л.}$$

Аналогичные расчеты проводят для всех реакций и полученные результаты оформляют в виде таблицы состава растворов.

Для определения концентрации CaO в растворах цианирования проводят расчеты, аналогичным изложенным для NaCN.

3. Определим остаточное содержание золота в руде после цианирования.

Остаточное содержание золота находим либо по разности исходной и растворенной масс золота в расчете на 1 т руды: $5 - 4,9 = 0,1$ г/т, либо по заданному коэффициенту извлечения золота:

$$5 \cdot \frac{100 - 98}{100} = 0,1 \text{ г/т.}$$

4. Составим материальный баланс операции цианирования 1 т руды.

Материальный баланс представлен в табл. 4.1

Таблица 4.1

Материальный баланс цианирования 1 т руды

Приход	Масса, т	Расход	Масса, т
1. Сгущенный продукт, в т. ч. руда	1	1. Пульпа, в т. ч. твердого	2,548
вода	1	раствор	1
2. Обратный раствор	0,5		1,548
3. Раствор 10%-ного цианида	0,017		
4. Раствор известкового молока	0,031		
Итого:	2,548	Итого:	2,548

5. Произведем пересчет расхода NaCN и защитной щелочи, а также материального баланса на заданную суточную производительность по руде, умножением всех полученных величин на коэффициент, равный суточной производительности. В рассматриваемом примере этот коэффициент равен 100. Табл. 4.2.

Таблица 4.2

Суточный материальный баланс цианирования

Приход	Масса, т	Расход	Масса, т
1. Сгущенный продукт, в т. ч. руда	100	1. Пульпа, в т. ч. твердого	100
вода	100	раствор	154,8
2. Обратный раствор	50		
3. Раствор 10%-ного цианида	1,7		
4. Раствор известкового молока	3,1		
Итого:	254,8	Итого:	254,8

2.1. ЗАДАНИЯ ДЛЯ КОНТРОЛЬНОЙ РАБОТЫ

ЗАДАЧА 2.1.

Оценить термодинамическую вероятность и рассчитать константу равновесия реакции растворения металла при условиях, заданных в табл.2. В качестве исходных данных использовать значения: $\varphi_{\text{ОКИСЛ.}}^0$; $\varphi_{\text{Me}/\text{Me}^{n+}}^0$; β .

Таблица 2

Исходные данные к теме “Термодинамика растворения”

№ варианта	Растворитель (комплексообразователь)	Окислитель	Образующийся комплекс	Прочие условия	
1	CN ⁻	O ₂	[Ag(CN) ₂] ⁻	T = 80° C	
2	Cl ⁻	Cl ₂	[AuCl ₄] ⁻		
3	CN ⁻	H ₂ O ₂	[Au(CN) ₂] ⁻		
4	CN ⁻	H ₂ O ₂	[Ag(CN) ₂] ⁻		
5	S ₂ O ₃ ²⁻	O ₂	[Au(S ₂ O ₃) ₂] ³⁻		
6	S ₂ O ₃ ²⁻	FeCl ₃	[Au(S ₂ O ₃) ₂] ³⁻		
7	S ₂ O ₃ ²⁻	Fe ₂ (SO ₄) ₃	[Au(S ₂ O ₃) ₂] ³⁻		
8	I ⁻	I ₂	[AuI ₂] ⁻		
9	Br ⁻	Br ₂	[AuBr ₄] ⁻		
10	Thio	O ₂	[Au(Thio) ₂] ⁺	T = 80° C	
11	Thio	FeCl ₃	[Au(Thio) ₂] ⁺		
12	Thio	Fe ₂ (SO ₄) ₃	[Au(Thio) ₂] ⁺		
13	Thio	CuCl ₂	[Au(Thio) ₂] ⁺		
14	Thio	H ₂ O ₂	[Au(Thio) ₂] ⁺		
15	Thio	H ₂ O ₂	[Au(Thio) ₂] ⁺		
16	Thio	O ₂	[Au(Thio) ₂] ⁺		
17	Cl ⁻	Cl ₂	[PtCl ₆] ²⁻		T = 80° C
18	Cl ⁻	Cl ₂	[PtCl ₄] ²⁻		T = 80° C
19	Cl ⁻	Cl ₂	[PdCl ₄] ²⁻	T = 80° C	
20	I ⁻	I ₂	[PdI ₄] ²⁻		
21	I ⁻	I ₂	[PtI ₄] ²⁻		
22	Cl ⁻	Cl ₂	[RhCl ₆] ³⁻		
23	Cl ⁻	H ₂ O ₂	[PtCl ₆] ²⁻		
24	Cl ⁻	H ₂ O ₂	[PdCl ₄] ²⁻		
25	Cl ⁻	H ₂ O ₂	[PdCl ₆] ²⁻		

Необходимые данные по химизму процессов, значениям электродных потенциалов и констант нестойкости принять по учебнику [1] или справочникам.

ЗАДАЧА 2.2.

Рассчитать расход реагентов, состав продуктов и составить материальный баланс цианирования 1 т золотосодержащей руды (или концентрата) при условиях, заданных в табл.3. Цианирование ведут по схеме, приведенной на рис.1.

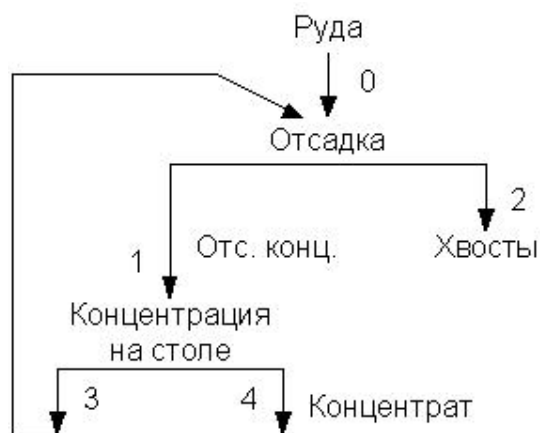


Рис.1

Таблица 6

Исходные данные для задачи 2.2.

№ варианта	состав руды, %							Конц-я NaCN в исх р-ре, %	Конц-я CaO в исх р-ре, %	Конц-я NaCN в обеззол р-ре, %
	извлечение в раствор, %									
	Au, г/т	Ag, г/т	FeS	FeS ₂	CuFeS ₂	Fe	Cu ₂ S			
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
1	$\frac{8}{96}$	-	-	$\frac{0,8}{1,1}$	$\frac{0,02}{4,5}$	$\frac{0,0001}{100}$	-	0,030	0,02	0,028
2	$\frac{5,5}{98}$	-	-	$\frac{0,055}{13,5}$	$\frac{0,004}{8,2}$	$\frac{0,0002}{100}$	-	0,035	0,015	0,031
3	$\frac{15}{92}$	-	-	$\frac{0,035}{21,5}$	$\frac{0,009}{6,5}$	$\frac{0,0004}{100}$	-	0,030	0,02	0,030
4	$\frac{4,5}{91}$	$\frac{250}{89}$	-	-	$\frac{0,020}{6,2}$	$\frac{0,0002}{100}$	-	0,040	0,02	0,026
5	$\frac{2,9}{97}$	-	-	-	$\frac{0,15}{8,7}$	$\frac{0,0004}{100}$	-	0,030	0,01	0,027
6	$\frac{8,7}{87}$	$\frac{85}{85}$	-	$\frac{1,6}{0,45}$	-	$\frac{0,0005}{100}$	-	0,040	0,02	0,022
7	$\frac{12,5}{85}$	-	-	$\frac{0,030}{24}$	$\frac{0,012}{2,8}$	$\frac{0,0002}{100}$	-	0,030	0,015	0,027
8	$\frac{7,5}{90}$	-	$\frac{0,06}{12,5}$	-	-	$\frac{0,0003}{100}$	$\frac{0,009}{78}$	0,032	0,02	0,030
9	$\frac{6,0}{93}$	-	-	$\frac{0,032}{19,5}$	-	$\frac{0,0003}{100}$	$\frac{0,006}{82}$	0,040	0,02	0,032

10	$\frac{3,5}{97}$	$\frac{16}{91}$	-	-	$\frac{0,095}{8,2}$	$\frac{0,0005}{100}$	-	0,040	0,02	0,021
11	$\frac{5,5}{95}$	-	-	$\frac{0,9}{1,05}$	$\frac{0,008}{7,5}$	$\frac{0,0002}{100}$	-	0,030	0,015	0,026
12	$\frac{3,5}{93}$	-	-	$\frac{1,1}{0,8}$	$\frac{0,015}{3,5}$	$\frac{0,0006}{100}$	-	0,035	0,02	0,028
13	$\frac{12,0}{88}$	-	$\frac{0,051}{60,5}$	-	-	-	$\frac{0,007}{85}$	0,05	0,02	0,022
14	$\frac{7,5}{98}$	$\frac{14}{55}$	-	-	$\frac{0,12}{6,5}$	$\frac{0,0003}{100}$	-	0,04	0,02	0,029
15	$\frac{4,0}{94}$	-	$\frac{0,06}{37}$	-	-	$\frac{0,0003}{100}$	$\frac{0,007}{85}$	0,045	0,02	0,032
16	11	-	$\frac{0,02}{15}$	-	$\frac{0,22}{3,4}$	$\frac{0,0004}{100}$	-	0,035	0,02	0,030
17	$\frac{6,5}{89}$	-	-	$\frac{2,5}{0,5}$	$\frac{0,012}{3,8}$	$\frac{0,0001}{100}$	-	0,040	0,02	0,027
18	$\frac{12}{91}$	-	-	$\frac{0,085}{4,7}$	-	$\frac{0,0005}{100}$	$\frac{0,006}{75}$	0,040	0,02	0,023
19	$\frac{8,5}{89}$	$\frac{140}{80}$	-	$\frac{1,6}{0,5}$	-	-	$\frac{0,0007}{100}$	0,05	0,02	0,019
20	$\frac{5,0}{94}$	-	-	$\frac{0,11}{14}$	$\frac{0,005}{4,5}$	$\frac{0,0002}{100}$	-	0,035	0,02	0,029
21	$\frac{8,5}{92}$	-	-	-	$\frac{0,08}{7,8}$	-	$\frac{0,004}{92}$	0,05	0,02	0,036
22	$\frac{7,5}{96}$	-	-	$\frac{0,8}{2,0}$	$\frac{0,027}{7,5}$	$\frac{0,0002}{100}$	-	0,04	0,01	0,022
23	$\frac{3,6}{94}$	$\frac{10,5}{88}$	-	$\frac{0,06}{4,0}$	$\frac{0,001}{3,0}$	-	-	0,05	0,02	0,025
24	$\frac{5,4}{95}$	$\frac{15,0}{80}$	-	-	$\frac{0,015}{2,5}$	$\frac{0,0004}{100}$	-	0,06	0,02	0,028
25	$\frac{10}{93}$	-	-	$\frac{1,1}{0,4}$	$\frac{0,001}{2,0}$	-	$\frac{0,0002}{70}$	0,05	0,02	0,030

ПРИМЕЧАНИЕ: недостающие для расчета исходные данные можно принять по учебнику [1] или справочнику [2].

ЗАДАЧА 2.3.

Рассчитать состав раствора цианирования золотосодержащей руды при следующих условиях:

- Суточная производительность отделения по руде – $(500 + 50 \cdot N)$ т, где N – порядковый номер фамилии студента в журнале группы;
- Отношение Ж:Т = 1:1;
- Исходная концентрация NaCN в растворе – $(0,03 + 0,001 \cdot N)\%$;
- Исходная концентрация CaO в растворе – $(0,02 + 0,005 \cdot N)\%$;
- Состав руды:
 - Au — $(5 + 0,1 \cdot N)$ г/т;
 - Ag — $(1 + 0,3 \cdot N)$ г/т;
 - Fe — $(0,0002 + 0,00004 \cdot N)$ %;
 - CuFeS₂ — $(0,001 + 0,0001 \cdot N)$ %;
 - FeS₂ — $(0,02 + 0,002 \cdot N)$ %;
 - Fe₂O₃ — $(3 + 0,2 \cdot N)$ %;
 - Cu₂S — $(0,0001 + 0,00001 \cdot N)$ %;
 - CaO — $(5 + 0,1 \cdot N)$ %;
 - Al₂O₃ — 2%;
 - MgO — 6%;
- В раствор при цианировании переходит, %:
 - Au — $(90 + 0,02 \cdot N)$;
 - Ag — $(89 + 0,01 \cdot N)$;
 - CuFeS₂ — $(2 + 0,01 \cdot N)$;
 - FeS₂ — $(5 + 0,1 \cdot N)$;
 - Cu₂S — $(82 + 0,01 \cdot N)$.
- Потери NaCN за счет гидролиза и химического разложения — $(10 - 0,1 \cdot N)$ %.

Полученные данные представить в виде табл. 7.4.

Таблица 6

Состав цианистых растворов

Компонент	Au	Ag	Na ₂ [Cu(CN) ₃]	Na ₄ [Fe(CN) ₆]	NaCNS	NaCN	CaO
-----------	----	----	--	--	-------	------	-----

Содержание, г/л

3. Отделение продуктивных растворов при гидрохимическом обогащении. Промывка осадков

Отделение растворов от осадка производят методами декантации или фильтрации. Полученный осадок, содержащий 20-50 % маточного раствора, часто подвергают тщательной промывке. Цели промывки могут быть разные.

В одних случаях ее проводят для максимально полного извлечения растворенного, задерживаемого маточной влагой осадка, ценного компонента. Например, отмывка хвостов цианирования золотосодержащих руд от растворенного золота и NaCN. При недостаточной промывке потери растворенного металла и NaCN с хвостами цианирования могут достигать значительных величин.

В других случаях промывку осадка ведут с целью максимального удаления растворенных и находящихся во влаге осадков примесных элементов. Примером может служить отмывка осадка гексахлороплатината аммония (ГХПА) от примесей палладия, родия, цветных металлов, присутствующих в маточном растворе. При некачественной промывке произойдет загрязнение осадка ГХПА растворенными, но неотмытыми примесями.

Промывку осадков в зависимости от принятой технологической схемы ведут свежей водой или оборотными растворами.

Расчет операции промывки сводится к определению достигаемой степени отмывки осадка при заданных объемах промывных вод и число стадий промывок или к определению необходимого числа стадий промывок и объемов промвод для достижения заданной степени отмывки осадка по интересующему элементу.

Формулы, используемые для расчета, зависят от метода отделения растворов от осадка и типа промывных вод.

3.1. Отмывка методом периодической декантации.

Определение степени отмывки растворенного элемента при заданном числе ступеней отмывок в случае использования свежей воды производят по формуле:

$$E_B = 1 - \left(\frac{V_{oc}}{V_{oc} + V_{np}} \right)^n, \quad (3.1.1)$$

где: V_{oc} – объем раствора, удерживаемый осадком после разделения пульпы, м³/т твердого;
 V_{np} – объем промвод, расходуемый на одну стадию отмывки, м³/т твердого;
 n – число ступеней отмывки декантаций.

При использовании промывных оборотных растворов, содержащих отмываемый элемент, расчет степени отмывки растворенного элемента на осадке промывным раствором ведут по формуле:

$$E_p = E_B \cdot (1 - C_{np} / C_{исх}), \quad (3.1.2)$$

где E_B – степень отмывки растворенного элемента водой, рассчитанная по уравнению (3.1.1);

C_{np} – концентрация отмываемого элемента в промывном растворе, г/м³;

$C_{исх}$ – исходная концентрация отмываемого элемента в маточной влаге осадка перед промывкой, г/м³.

Расчет числа ступеней отмывок (декантаций) для достижения заданной степени отмывки элемента при использовании воды ведут по формуле:

$$n = \lg(1 - E_B) / \lg \left(\frac{V_{oc}}{V_{oc} + V_{np}} \right), \quad (3.1.3)$$

При промывке оборотными растворами, содержащими отмываемый элемент,

$$n = \frac{\lg[1 - E_p / (C_{исх} - C_{np})]}{\lg[V_{oc} / (V_{oc} + V_{np})]} \quad (3.1.4)$$

Остаточная концентрация неотмытого элемента в маточной влаге осадка ($C_{неотм.}$) после промывки может быть найдена по формулам:

$$C_{неотм} = C_{исх} \cdot (1 - E_B), \quad (3.1.5)$$

$$C_{неотм} = C_{исх} \cdot (1 - E_p), \quad (3.1.6)$$

Для выражения остаточной концентрации неотмытого элемента, в пересчете на 1т твердого ($C_{неотм.}$ в 1т тв), используют уравнение:

$$C_{\text{НЕОТМ.В1мТВ}} = C_{\text{НЕОТМ}} \cdot \frac{W_{\text{ос}}}{Q_{\text{ТВ}}}, \quad (3.1.7)$$

где $Q_{\text{ТВ}}$ – масса твердого, приходящейся на массу влаги $W_{\text{В}}$ промываемого осадка, (т).

Общее содержание элемента в осадке равно сумме содержаний его в нерастворимой ($C_{\text{НЕРАСТВ}}$) и растворимой, но неотмытой ($C_{\text{НЕОТМ}}$) формах, пересчитанных на 1т твердого:

$$\text{Собщ} = C_{\text{НЕРАСТВ}} + C_{\text{НЕОТМ. В 1Т ТВ}} \quad (3.1.8)$$

ПРИМЕР 1.

Определить достигаемые степени отмывки растворенного золота и цианида из хвостов цианирования при промывке водой и обратным цианистым раствором. Исходные данные: промывку ведут декантацией: влажность осадка – 50%, что соответствует значению $V_{\text{ос}} = 1 \text{ м}^3/\text{т}$ твердого; $n = 3$; $V_{\text{ПР}} = 3 \text{ м}^3/\text{т}$ твердого; $C_{\text{Au ПР}} = 0,05 \text{ г/м}^3$; $C_{\text{Au ИСХ}} = 10 \text{ г/м}^3$; $C_{\text{NaCN ПР}} = 0,02 \text{ \%}$ (0,2 кг/м³); $C_{\text{NaCN ИСХ}} = 0,04 \text{ \%}$ (0,4 кг/м³). Содержание нерастворенного золота в хвостах – 0,2 г/т.

РЕШЕНИЕ:

При промывке водой степень отмывки растворенного золота и NaCN находим по формуле (3.1.1). Степень отмывки их составит:

$$E_{\text{В}} = 1 - \left(\frac{1}{1 + 3} \right)^3 = 0,984 = 98,4\%.$$

В случае использования промывных обратных растворов степень отмывки рассчитываем по формуле (3.1.2),

Степень отмывки золота:

$$E_{\text{р}} = 0,984 \cdot \left(1 - \frac{0,05}{10} \right) = 0,963 = 96,3\%.$$

Степень отмывки NaCN:

$$E_{\text{р}} = 0,984 \cdot \left(1 - \frac{0,2}{0,4} \right) = 0,492 = 49,2\%.$$

Для нахождения содержания золота в хвостах цианирования, используем формулы (3.1.5) – (3.1.8),

При промывке водой:

$$C_{\text{НЕОТМ}}^{\text{Au}} = 10 \cdot (1 - 0,984) = 0,16 \text{ г/м}^3.$$

$$C_{\text{НЕОТМ.В1Т.ТВ}}^{\text{Au}} = 0,16 \cdot \frac{1}{1} = 0,16 \text{ г/т.}$$

$$C_{\text{ОБЩ}}^{\text{Au}} = 0,2 + 0,16 = 0,36 \text{ г/т.}$$

При использовании промывного обратного раствора:

$$C_{\text{НЕОТМ}}^{\text{Au}} = 10 \cdot (1 - 0,963) = 0,37 \text{ г/м}^3.$$

$$C_{\text{НЕОТМ.В1Т.ТВ}}^{\text{Au}} = 0,37 \cdot \frac{1}{1} = 0,37 \text{ г/т.}$$

$$C_{\text{ОБЩ}}^{\text{Au}} = 0,2 + 0,37 = 0,57 \text{ г/т.}$$

ПРИМЕР 2.

Определить необходимые степень и число ступеней отмывки растворенного золота из хвостов цианирования при следующих исходных данных:

- отмывку ведет свежей водой методом декантации;
- влажность хвостов, поступающих на отмывку – 40%;

- концентрация Au в цианистом растворе – 5 мг/л;
- содержание золота в твердой фазе хвостов (нерастворенное из руды золото) – 0,04 г/т;
- допустимое технологической инструкцией фабрики общее содержание золота в сбрасываемых хвостах – не более 0,05 г/т;
- объем промывной воды в каждой ступени промывки равен 2 м³/т осадка.

РЕШЕНИЕ:

Расчет ведем на 1т хвостов цианирования.

Определим массы твердого Q и маточной влаги W в 1 т хвостов и найдем значение V_{ос}. При влажности хвостов 40% 1 т их содержит 0,4 т (м³) цианистого раствора и 0,6 т твердого. Следовательно, Q = 0,6 т и W = 0,4 м³. V_{ос} найдем по формуле:

$$V_{ос} = \frac{W}{Q} \cdot V_{ос} = \frac{0,4 \cdot 1}{0,6} = 0,667 \text{ м}^3/\text{т твердого.}$$

Определим допустимую остаточную концентрацию неотмытого золота в маточной влаге осадка, используя уравнения (3.1.7), (3.1.8).

Из выражения (3.1.7)

$$C_{НЕОТМ} = C_{НЕОТМ.ВЛ.ТВ} \cdot \frac{Q_{ТВ}}{W},$$

$$C_{НЕОТМ \text{ в } 1 \text{ т } ТВ} = 0,05 - 0,04 = 0,01 \text{ г/т.}$$

$$\text{Тогда } C_{НЕОТМ} = \frac{0,01 \cdot 0,6}{0,4} = 0,015 \text{ г/т}$$

Рассчитаем необходимую степень отмывки. Из уравнения (3.1.5)

$$E_B = \frac{C_{ИСХ} - C_{НЕОТМ}}{C_{ИСХ}} = \frac{5 - 0,015}{5} = 0,997 = 99,7\%.$$

Находим число промывок для обеспечения заданной E_в. По формуле (3.1.3):

$$n = \frac{\lg(1 - 0,997)}{\lg[0,667 / (0,667 + 2)]} = 4,2.$$

3.2 Расчет отмывки осадка после фильтрации пульпы.

На золотоизвлекательных фабриках фильтрацию пульп цианирования чаще всего проводят с последующей промывкой кеков водой или обеззолоченными растворами. Для расчета степени отмывки золота или другого растворенного соединения при фильтрации Ивановский М. Д. рекомендует использовать метод приближенного расчета, разработанный Скобеевым И. К. Метод применим для расчета процессов отмывки кеков фильтрации и в других производствах.

Концентрация растворенного неотмытого элемента (или соединения) во влаге кеков после промывки может быть определена по формуле:

$$C_{НЕОТМ} = (1 - \varphi) \cdot C_{ИСХ} + \varphi \cdot C_{ПР}, \quad (3.2.1)$$

где φ - степень отмывки маточной влаги, в долях единиц от общего количества этой влаги, первоначально задержанной кеками.

Степень отмывки растворенного элемента в течение первого периода промывки равна относительной величине свободной влажности P, удаляемой из кеков, выраженной в долях единицы или в процентах от общей влажности кека, т. е. $\varphi_1 = P$.

Общая степень отмывки маточной влаги при 2 - кратном вытеснении свободной влаги (2 – кратная промывка) будет:

$$\varphi_2 = P + P \cdot (1 - P). \quad (3.2.2)$$

При 3 – кратной промывке:

$$\varphi_3 = P + P \cdot (1 - P) + P \cdot (1 - P)^2. \quad (3.2.3)$$

Степень отмывки маточной влаги в зависимости от кратности промывки при разных количествах свободной влаги в кеках может быть определена по кривым (рис.3.1), построенным исходя из уравнений (3.2.2), (3.2.3).

Для расчета степени отмывки маточной влаги необходимо знать свободную влажность кеков P' , которая вытесняется в течении первого периода промывки. Значения величин свободной влажности кеков для различных материалов приведены в табл.3.1.

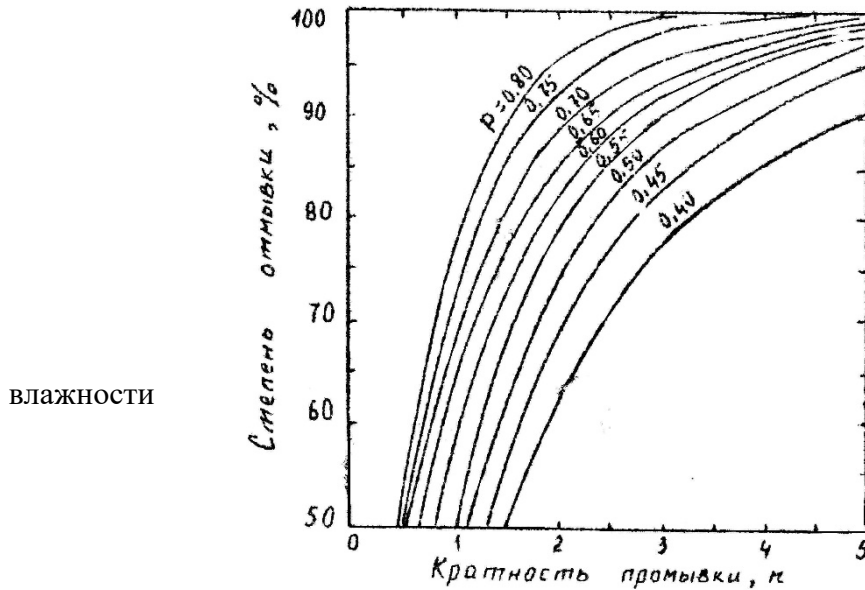


Рис. 3.1
Таблица 3.1
Величины свободной
кеков

Характеристика кеков	Содержание классов -0,074 мм	Свободная влажность P, %
Кварцево-глинистые	80-90	60-70
Кварцево-сульфидные:		
- слабо нарушенная структура	75-90	65-75
- сильно нарушенная структура	75-90	45-50
Сульфидные	75-90	50-70

Кратность промывки n для определенных условий находят по формуле:

$$n = \frac{K_0 \cdot R_{\text{ПР}}}{P \cdot R_w}, \quad (3.2.4)$$

где: K_0 – коэффициент использования растворов, обычно $K_0 = 0,8 - 0,9$;
 $R_{\text{ПР}}$ – расход промывного раствора на 1 т твердого в кеке, м³/т;
 R_w – объем влаги на единицу веса твердого в кеке, м³/т.

Степень отмывки от элемента, задержанного влагой кеков до промывки, будет:

$$E = \varphi \cdot \left(1 - \frac{C_{\text{ПР}}}{C_{\text{ИСК}}} \right). \quad (3.2.5)$$

извлечение растворенного элемента из пульпы, поступающей на фильтрацию (ε'), составит:

$$\varepsilon' = \frac{R - R_w \cdot (1 - E)}{R}, \quad (3.2.6)$$

где R – отношение Ж:Т в пульпе, поступающей на фильтрацию.

ПРИМЕР 3.

Определить степень отмывки и извлечения золота и цианистого натрия при фильтрации кварцево-глинистой пульпы для следующих условий: $R = 1,2$; $R_w = 0,43$; $R_{ПР} = 0,9$; $C_{ИСХ}^{Au} = 2 \text{ г/м}^3$; $C_{ПР}^{Au} = 0,1 \text{ г/м}^3$; $C_{ИСХ}^{NaCN} = 0,07\%$ (700 г/м^3); $C_{ПР}^{NaCN} = 0,025\%$ (250 г/м^3); $K_0 = 0,95$.

РЕШЕНИЕ:

По табл. 3.1 принимаем $P = 0,65$.

По формуле (3.2.4) определяем для заданных условий кратность промывки:

$$n = \frac{0,85 \cdot 0,9}{0,65 \cdot 0,43} = 2,72.$$

Для $n = 2,72$ и $P = 0,65$ по графику рис. 3.1 находим $\varphi = 94\%$.

Тогда, при промывке кеков фильтрации обратным раствором, содержащим $0,1 \text{ г/м}^3$ золота, степень отмывки от растворенного золота составит:

$$E = 0,94 \cdot \left(1 - \frac{0,1}{2,0}\right) = 0,89 = 89\%.$$

Извлечение растворенного золота из пульпы, поступившей на фильтрацию с промывкой, в соответствии с уравнением (3.2.6) будет:

$$\varepsilon' = \frac{1,2 - 0,43 \cdot (1 - 0,89)}{1,2} = 0,96 = 96\%.$$

Аналогичные расчеты могут быть выполнены для определения степени отмывки цианистого натрия при фильтрации и общего извлечения его из пульпы при фильтрации и промывке.

Степень отмывки $NaCN$ из кеков составит:

$$E = 0,94 \cdot \left(1 - \frac{250}{700}\right) = 0,604 = 60,4\%.$$

Извлечение $NaCN$ из пульпы, поступившей на фильтрацию с промывкой, будет:

$$\varepsilon' = \frac{1,2 - 0,43 \cdot (1 - 0,604)}{1,2} = 0,858 = 85,8\%.$$

3.2. ЗАДАНИЯ ДЛЯ КОНТРОЛЬНОЙ РАБОТЫ

ЗАДАЧА 3.2.1

Рассчитать степень отмывки соли гексахлорплатината аммония (ХПА) от палладия и железа, содержащегося в маточном растворе соли после фильтрации при следующих исходных данных:

- Масса влажной соли ХПА — $(50 + 5 \cdot N)$ кг, где N – порядковый номер фамилии студента в журнале группы;
 - Плотность пульпы — $(1,1 + 0,05 \cdot N)$ г/л;
 - Влажность соли ХПА после фильтрации — $(30 + 0,1 \cdot N)$ %;
 - Расход воды на отмывку — $(100 + 10 \cdot N)$ л на заданную массу соли;
 - Состав маточного раствора: $(0,1 + 0,1 \cdot N)$ г/л Pd и $(0,1 + 0,1 \cdot N)$ г/л Fe.
- Отмывка ведется в одну стадию на нутч-филт্রে.

ЗАДАЧА 3.2.2

Определить степень отмывки и степень извлечения растворенного золота из цианистого натрия при фильтрации с отмывкой кварцево-глинистой пульпы при следующих условиях:

- Отношение Ж:Т в пульпе — $(1,2 + 0,1 \cdot N):1$;
- Влажность кеков — $(30 + 0,5 \cdot N)$ %;
- Расход промывных растворов — $(0,5 + 0,05 \cdot N)$ м³ на 1 т твердого в кеке;
- Концентрация золота в растворе пульпы, поступающем на фильтрацию — $(2 + 0,5 \cdot N)$ г/м³;
- Концентрация золота в промывном растворе — 0,1 г/м³;
- Концентрация NaCN в растворе, поступающем на фильтрацию — $(0,03 + 0,02 \cdot N)$ %;
- Концентрация NaCN в промывном растворе — 0,02 г/м³.

4. Осаждение металлов из растворов гидрохимического обогащения

Металлургический расчет операции цементации сводится к определению расхода металла – цементатора, состава образующихся растворов и составлению материального баланса процесса.

Принципы расчетов рассмотрим на примере металлургического расчета осаждения золота из цианистых растворов цинком.

ПРИМЕР 1.

Рассчитать расход цинка и соли свинца на осаждение золота из 1000 м³ цианистого раствора. Определить составы обеззолоченных раствора и золото-цинкового осадка (цианшлама). Составить материальный баланс осаждения.

Исходные данные для расчета:

- Состав раствора, г/м³: Au – 3; Ag – 1,5; Cu – 6,0.
- Степень осаждения, %: Au – 99,5; Ag – 99,2; Cu – 99,0.
- Расход соли свинца $Pb(CH_3COO)_2$ составляет 10% от массы цинка и из соли свинец на 99% цементируется цинком.
- Содержание цинка в цинковой пыли – 95%, остальное – ZnO.
- Степень полезного использования Zn на осаждение Au, Ag, Cu составляет 2%.
- Содержание кислорода в растворе, поступающем на осаждение, составляет 1,5 г/м³ и с цинком реагирует 80% его.

-По реакции с водой расходуется 40% всего введенного цинка.

-Концентрация цианида и защитной щелочи в растворе составляла по 0,01%, что привело к осаждению части цинка (30%) из раствора в форме $Zn(OH)_2$.

РЕШЕНИЕ:

Расчет ведем на 1 м³ раствора в следующем порядке.

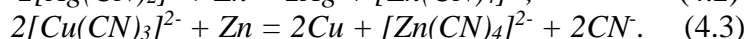
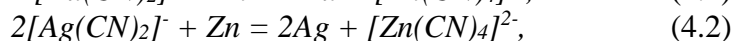
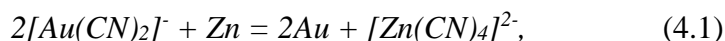
1. Используя данные по составу растворов и степени цементации металлов определим массу осажденных Au, Ag, Cu:

$$Au \quad 3 \cdot 0,995 = 2,985 \text{ г.}$$

$$Ag \quad 1,5 \cdot 0,992 = 1,488 \text{ г.}$$

$$Cu \quad 6,0 \cdot 0,99 = 5,940 \text{ г.}$$

2. Исходя из стехиометрии химических реакций цементации, определим расход цинка на их протекание:



По реакции (4.1) на цементацию Au потребуется Zn:

$$2 \cdot 197 - 65$$

$$2,985 - X \quad X = 0,49 \text{ г.}$$

По реакции (4.2) на цементацию Ag потребуется Zn:

$$2 \cdot 108 - 65$$

$$1,488 - X \quad X = 0,448 \text{ г} \approx 0,45 \text{ г.}$$

По реакции (4.3) потребуется Zn:

$$2 \cdot 63,5 - 65$$

$$5,940 - X \quad X = 3,05 \text{ г.}$$

3. Определим общий расход цинка, учитывая, что степень его полезного использования на реакции (4.1) и (4.3) составит всего 2%:

$$4,0 - 2\%$$

$$X - 100\% \quad X = 200 \text{ г.}$$

С учетом состава цинковой пыли (95% Zn и 5% ZnO) расход ее составит:

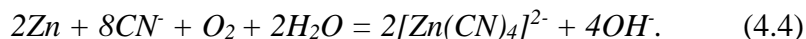
$$200 \cdot 100 / 95 = 210,5 \text{ г.}$$

4. Найдем расход соли свинца, который по исходным данным составляет 10% от массы цинка:

$$200 \cdot 10 / 100 = 20 \text{ г.}$$

5. Определим расход цинка на побочные реакции:

а) на реакцию окисления кислородом



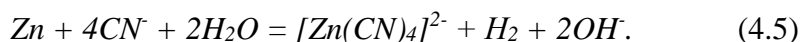
При исходном содержании O_2 в растворе 1,5 г/м³ и степени протекания реакции на 80% с 1 м³ раствора с цинком прореагирует O_2 : $1,5 \cdot 0,8 = 1,2 \text{ г.}$

Прореагирует Zn:

$$2 \cdot 65 - 32$$

$$X - 1,2 \quad X = 4,9 \text{ г;}$$

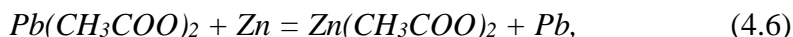
б) на реакцию окисления водой



По исходным данным на реакцию (4.5) расходуется 40% от всего введенного цинка, т. е.:

$$200 \cdot 40 / 100 = 80 \text{ г;}$$

в) на реакцию взаимодействия с солью свинца:



при условии, что степень протекания реакции 99% израсходуется цинка:

$$325 - 65$$

$$20 \cdot 0,99 - X \quad X = 3,96 \text{ г.}$$

По реакции (4.6) образуется Pb:

$$325 - 207$$

$$20 \cdot 0,99 - X \quad X = 12,6 \text{ г;}$$

г) всего расходуется Zn с переходом в раствор в форме $[Zn(CN)_4]^{2-}$:

$$4 + 4,9 + 80 + 3,96 = 92,86 \text{ г.}$$

6. Определим количество цинка, выделяющегося из раствора в виде “белого осадка” $Zn(OH)_2$. По условию задачи из раствора осаждается 30% Zn в виде $Zn(OH)_2$:

$$92,86 \cdot 0,3 = 27,9 \text{ г.}$$

Образуется $Zn(OH)_2$:

$$65 - 99$$

$$27,9 - X \quad X = 42,5 \text{ г.}$$

7. Определим массу и состав цианшламов. Всего в осадок перейдет: Au – 2,985 г; Ag – 1,488 г; Cu – 5,940 г; Pb – 12,6 г.

$$Zn_{\text{МЕТ}} = 200 - 92,86 - 27,9 = 79,24 \text{ г;}$$

$$Zn(OH)_2 - 42,5 \text{ г;}$$

$$ZnO = 210,5 - 200 = 10,5 \text{ г.}$$

Итого масса этих составляющих цианшлама равна 155,253 г.

Принимаем, что в цинковый осадок переходят часть примесей SiO_2 , Al_2O_3 , Fe_2O_3 , $CaCO_3$, $MgCO_3$, MeS и др. за счет загрязнения растворов рудной мутью и содержания в них растворимых солей. Считаем, что в осадке содержится 5% таких примесей, тогда найденная масса Au, Ag, Pb, Zn соответствует 95% общей массы осадка. Масса цинкового осадка составит:

$$155,253/0,95 = 163,424 \text{ г.}$$

Содержание отдельных элементов (состав осадка) найдем из отношения массы элемента, перешедшего в цианшлам к общей массе осадка.

Содержание в осадке:

$$Au = 2,985/163,424 \cdot 100 = 1,8\%;$$

$$Ag = 1,488/163,424 \cdot 100 = 0,91\%;$$

$$Cu = 5,940/163,424 \cdot 100 = 3,6\%;$$

$$Pb = 12,6/163,424 \cdot 100 = 7,71\%.$$

При нахождении содержания цинка в осадке необходимо учесть массу неизрасходованного металлического цинка, массу цинка в ZnO и массу цинка в $Zn(OH)_2$.

$$\text{Масса неизрасходованного Zn: } 200 - 92,86 = 107,14 \text{ г.}$$

Масса Zn в ZnO равна:

$$65 - 81$$

$$X - 10,5 \quad X = 8,42 \text{ г;}$$

Масса Zn в $Zn(OH)_2$ составляет 27,9 г. Всего перешло в осадок цинка:

$$107,14 + 8,42 + 27,9 = 143,46 \text{ г.}$$

Содержание цинка в осадке составит:

$$143,46/163,424 \cdot 100 = 87,759\%.$$

8. определим состав обеззолоченных растворов, зная из вышеприведенных расчетов массу осадившихся металлов. Остаточные концентрации металлов в растворе составят:

$$Au: 3 - 2,985 = 0,015 \text{ г/м}^3;$$

$$Ag: 1,5 - 1,488 = 0,012 \text{ г/м}^3;$$

$$Cu: 6 - 5,94 = 0,06 \text{ г/м}^3;$$

$$\text{Pb: } 12,7 - 12,6 = 0,1 \text{ г/м}^3;$$

$$\text{Zn: } 92,9 - 27,9 = 64,3 \text{ г/м}^3.$$

9. Составим материальный баланс процесса на 1000 м³ раствора:
В табл. 4.1 представлен материальный баланс процесса цементации.

Таблица 4.1

Материальный баланс процесса цементации на 1000 м³ раствора

Приход	Масса, т	Расход	Масса, т
Цианистый золотосодержащий раствор	1000	Пульпа	1000,2125
Цинковая пыль	0,2105	В том числе:	
Соль свинца	0,020	- Au-Zn осадок	0,1634
		- Обеззолоченный раствор	1000,0491
Итого:	1000,2125	Итого:	1000,2125

4.2. ЗАДАНИЯ ДЛЯ КОНТРОЛЬНОЙ РАБОТЫ

ЗАДАЧА 4.2.1

Произвести металлургический расчет цементации золота и серебра из растворов цианирования и составить материальный баланс при следующих заданных исходных данных:

- Объем перерабатываемого цианистого раствора — $(500 + 10 \cdot N)$, где N – порядковый номер фамилии студента в журнале группы;
- Состав раствора, г/м³: Au – $(4 + 0,1 \cdot N)$; Ag – $(1 + 0,1 \cdot N)$; Cu – $(5 + 0,1 \cdot N)$;
- Расход соли свинца $\text{Pb}(\text{CH}_3\text{COO})_2$ составляет $(12 + 0,2 \cdot N)$ % от массы цинка и из соли свинец на 98% цементируется цинком;
- Содержание цинка в цинковой пыли 96%, остальное ZnO;
- Степень осаждения: Au – 99,6; Ag – 99,1; Cu – 99,0;
- Степень полезного использования цинка на осаждение золота и серебра составляет $(10 + 0,1 \cdot N)$ %;
- Содержание кислорода в растворе – 0,5 мг/л.
На окисление Zn расходуется 10% его;
- Окисляется водой $(20 + 0,5 \cdot N)$ % всего введенного цинка;
- Белые осадки в процессе осаждения не образуются.

ЗАДАЧА 4.2.2

Рассчитать расход цинковой пыли и соли свинца $\text{Pb}(\text{CH}_3\text{COO})_2$ на осаждение золота и серебра из недостаточно деаэрированного цианистого раствора. Определить составы обеззолоченного раствора и золото-цинкового осадка. Составить материальный баланс осаждения при следующих исходных данных:

- Объем цианистого раствора – $(500 + 10 \cdot N)$ м³, где N – порядковый номер фамилии студента в журнале группы;
- Состав раствора, г/м³: Au – $(4 + 0,1 \cdot N)$; Ag – $(1 + 0,1 \cdot N)$; Cu – $(5 + 0,1 \cdot N)$;
- Расход соли свинца – $(12 + 0,2 \cdot N)$ % от массы цинка и из соли свинец цементируется на 98%;
- Содержание цинка в цинковой пыли 96%, остальное ZnO;
- Степень осаждения, %: Au – 99,6; Ag – 99,1; Cu – 99,0;
- Степень полезного использования цинка на осаждение Au и Ag составляет $(1 + 0,1 \cdot N)$ %;
- Содержание кислорода в растворе – $(3 - 0,05 \cdot N)$ мг/л, на окисление цинка расходуется $(80 - 0,1 \cdot N)$ % его;

- Окисляется водой $(20 + 0,5 \cdot N)\%$ всего введенного цинка;
- При осаждении наблюдается образование белых осадков, $(30 - 0,1 \cdot N)\%$ цинка из раствора выделяется в форме $Zn(OH)_2$.

ЗАДАЧА 4.2.3

Сопоставить и проанализировать полученные в задачах 1 и 2 расчетные данные по расходу цинковой пыли и составу образующихся осадков при осаждении золота и серебра из цианистых растворов. Сделать вывод о влиянии концентрации растворенного кислорода в цианистых растворах на показатели цементации.

5. Расчет электрохимических процессов в металлургии цветных металлов

В металлургии благородных металлов электрохимические процессы используются в системах с растворимыми и нерастворимыми анодами. В качестве примеров процессов с растворимыми анодами могут быть использованы процессы электролитического рафинирования золота и серебра при аффинаже, а также вторичный электролиз анодного платиносодержащего сплава от переработки шламов. К электролитическим процессам с нерастворимыми анодами относятся такие, как электролитическое выделение золота из тиомочевинных элюатов в технологии с сорбционным выщелачиванием золотых руд, выделение родия из хлоридных растворов при аффинаже и др.

Принцип расчёта электрохимических процессов рассмотрим на ряде примеров. Предварительно кратко изложены законы Фарадея и показатели электролиза.

5.1. Законы Фарадея и показатели электролиза

5.1.1. Законы Фарадея

Электрохимическими называют процессы, связанные с превращением электрической в химическую и наоборот. В их основе лежат законы Фарадея. Согласно первому закону масса вещества (m), выделившегося на электроде при прохождении постоянного тока (I) через электролит, прямо пропорционально силе тока и времени его прохождения (τ):

$$m = q \times I \times \tau, \quad (5.1.1)$$

где q – электрохимический эквивалент, г-эquiv. Согласно второму закону Фарадея электрохимические эквиваленты веществ пропорциональны их химическим эквивалентам. Химический эквивалент металла равен частному от деления атомной массы металла на валентность). Второй закон Фарадея выражают уравнением:

$$q = \frac{\mathcal{E}}{F}, \quad (5.1.2)$$

где: \mathcal{E} – химический эквивалент веществ; F – число Фарадея; $F = 26,8 \text{ А} \cdot \text{ч} / \text{г-эquiv}$.

Объединив оба закона, получим формулу для расчёта массы вещества, выделившегося на электроде:

$$m = \frac{\mathcal{E}}{F} \times I \times \tau \quad (5.1.3)$$

5.1.2. Выход по току:

Расчёты массы вещества, выделившихся на электродах, по уравнениям (5.1.1-, 5.1.3) дают точные результаты в том случае, когда ток, проходящий через электролизёр, затрачивается полностью на выделение полезных продуктов. Но на практике часть тока тратится непроизводительно: короткие замыкания электродов, утечка в землю, обратное растворение катодного металла в кислых электролитах, выделение ионов водорода и других побочных процессов. Чтобы рассчитать производительность электролизёра по катодному металлу, приходится учитывать только полезную часть тока. Для этого в уравнения (5.1.1) и (5.1.3) вводят коэффициент использования тока, называемый выходом по току (η_T). Выход по току представляет собой отношение массы металла, фактически полученного при электролизе, к тому его количеству, которое должно было получиться в соответствии с законами Фарадея:

$$\eta_T = \frac{m_{\text{пр}}}{m}; \quad \eta_T = \frac{m_{\text{пр}} \times F}{I \times \tau \times \mathcal{E}} \quad (5.1.4)$$

С учётом уравнения (5.1.4) реальную производительность электролизёра рассчитывают по формуле:

$$m_{\text{пр}} = \frac{\mathcal{E}}{F} \times I \times \tau \times \eta_T \quad (5.1.5)$$

Выход по току – один из основных показателей электролитического способа получения металлов. Его выражают в долях единицы или в процентах.

5.1.3. Удельный расход энергии и выход по энергии:

Расход электроэнергии постоянного тока (W , Вт*ч) при электролизе равен:

$$W = I \times U_{\text{ср}} \times \tau, \quad (5.1.6)$$

где $U_{\text{ср}}$ – среднее напряжение на электролизёре, В.

Удельный расход электроэнергии (W_y) можно определить из отношения:

$$W_y = \frac{W}{m_{\text{пр}}} \quad (5.1.7)$$

или после подстановки значений W и $m_{\text{пр}}$:

$$W_y = \frac{I \times U_{\text{ср}} \times \tau \times F}{\mathcal{E} \times I \times \tau \times \eta_T} = \frac{U_{\text{ср}} \times F}{\mathcal{E} \times \eta_T}$$
$$W_y = \frac{U_{\text{ср}}}{q \times \eta_T}, \quad (5.1.8)$$

где q – электрохимический эквивалент, г/(А•ч);

η_T - выход по току, доли единиц.

Иногда использование электроэнергии оценивают величиной, обратной удельному расходу энергии, г/(Вт•ч):

$$\eta_{\mathcal{E}} = \frac{1}{W_y} = \frac{q \times \eta_T}{U_{cp}}, \quad (5.1.9)$$

$\eta_{\mathcal{E}}$ называют выходом по энергии.

Как видно из уравнения (5.9), выход по энергии тем выше, чем больше выход по току и чем ниже среднее напряжение на электролизёре.

5.1.4. Напряжение на электролизёре:

Теоретическое напряжение (U_T) на электролизёре равно разности равновесных потенциалов анодной и катодной реакций:

$$U_T = \varphi_a - \varphi_k, \quad (5.1.10)$$

Электродные равновесные потенциалы определяют из уравнений Нернста:

$$\varphi_a = \varphi_{a2}^0 - \frac{RT}{nF} \ln a_1$$

$$\varphi_k = \varphi_{a1}^0 + \frac{RT}{nF} \ln a_1,$$

где a_1 и a_2 - активности ионов в электролите, участвующих в катодной и анодной реакциях.

Фактическое (среднее на одной ванне) напряжение на электролизёре всегда больше теоретического из-за явлений поляризации ($\Delta \varphi_a$; $\Delta \varphi_k$), а также падения напряжения в проводниках первого и второго рода:

$$U_{cp} = (\varphi_a - \varphi_k) + (\Delta \varphi_a + \Delta \varphi_k) + \Sigma(I \times R) + \Delta U \quad (5.1.11)$$

где R - сопротивление во внешней цепи.

5.2. Расчёты при электролитическом рафинировании сплавов благородных металлов.

ПРИМЕР 1. Определить удельный расход электроэнергии, выход по энергии и массу выделившегося золота на катодах с общей площадью 5 м² за 8 ч электролиза золотого

сплава плотности тока $D_k = 1200 \text{ A/m}^2$ и катодном выходе по току $\eta_T^k = 0,98$. Среднее напряжение на ванне $U_{cp} = 1,0 \text{ В}$. Анодный выход по току $\eta_T^a = 0,90$.

РЕШЕНИЕ:

- 1) ток потребляемый на восстановление золота:

$$I = D_k \times S_k \quad I = 1200 \times 5 = 6000 \text{ А};$$

- 2) масса осаждённого на катодах золота:

$$m_{пр} = q_{Au} \times I \times \tau \times \eta_T^k; \quad q_{Au} = \frac{\mathcal{E}}{F} = \frac{196,967}{3 \times 26,8} = 2,45 \text{ г-экв/А*ч}$$

$$m_{пр} = 2,45 \times 6000 \times 8 \times 0,98 = 115240,38 \text{ г} = 115,24 \text{ кг}$$

- 3) удельный расход электроэнергии на анодное растворение 1 кг золота:

$$W_y = \frac{U_{cp}}{q_{Au} \times \eta_T^a} = \frac{1}{115240,38 \times 0,90} = 0,95 \times 10^{-5} \text{ Вт} \times \text{ч/г Au}$$

или $0,95 \times 10^{-5} \text{ кВт} \times \text{ч/кг Au};$

- 4) выход по энергии будет равен:

$$\eta_{\mathcal{E}} = \frac{1}{W_y} = \frac{1}{0,95 \times 10^{-5}} = 105263,15 \text{ кг Au}$$

ПРИМЕР 2. Определить массу аффинированного серебра, получаемого при электролитическом рафинировании серебряного сплава в течении 24 ч при силе тока, подаваемого на электролизёры, 9000 А. Катодный выход по току – 95 %. Среднее напряжение на ванне 1,6 В. Определить расход электроэнергии на производство 1 кг серебра и выход по энергии.

РЕШЕНИЕ:

- 1) масса осаждённого на катодах серебра:

$$m_{пр} = q_{Ag} \times I \times \tau \times \eta_T \quad q_{Ag} = \frac{107,868}{1 \times 26,8} = 4,02 \text{ г- экв/(А} \times \text{ч)}$$

$$m_{пр} = 4,02 \times 9000 \times 24 \times 0,95 = 824904 \text{ г};$$

- 2) расход электроэнергии на выделение 1 кг катодного серебра

$$W_y = \frac{U_{cp}}{q_{Ag} \times \eta_T} = \frac{1,6}{4,02 \times 0,95} = 0,42 \text{ Вт} \times \text{ч/г Ag}$$

или $0,42 \text{ кВт} \times \text{ч/кг Ag};$

- 3) выход по энергии:

$$\eta_{\text{э}} = \frac{1}{W_y} = \frac{1}{0,42} = 2,38 \text{ кг Ag / кВт} \times \text{ч}$$

ПРИМЕР 3. Суточная производительность электролизного отделения по аффинированному золоту – 200 кг. Электролиз ведут в ванне объёмом 25 л. Число катодов – 18, число анодов – 15; завешены они по 3 штуки в ряд на соответствующих штангах размер рабочей части катода 10×15 см. Рабочее напряжение на ванне – 1,4 В. Потеря напряжения в соединительных шинопроводах составляет 3 % от напряжения на ванне. Плотность тока – 1000 А/м². Катодный выход по току – 96%. Определить число ванн электролизёров для выполнения суточной программы по золоту, расход электроэнергии на 1 кг аффинированного золота и выход по энергии.

РЕШЕНИЕ:

- 1) ток, потребляемый на восстановление золота на катоде в одной ванне:

$$I = D_k \times S_k$$

$$S_k = 2(n-3)b \times h;$$

$$S_k = 2(18-3) \times 0,10 \times 0,15 = 0,45 \text{ м}^2$$

$$I = 1000 \times 0,45 = 450 \text{ А}$$

- 2) масса золота, осаждённого на катодах одной ванны за сутки:

$$m_{\text{пр}} = q_{\text{Au}} \times I \times \tau \times \eta_k \quad q_{\text{Au}} = \frac{196,967}{3 \times 26,8} = 2,45 \text{ г-экв / А} \times \text{ч}$$

$$m_{\text{пр}} = 2,45 \times 450 \times 24 \times 0,96 = 25401,6 \text{ г}$$

- 3) необходимое количество ванн для обеспечения суточной производительности передела (200 кг) по аффинированному золоту:

$$N = \frac{200}{25,4016} = 7,87; \quad N = 8 \text{ (шт ук)}$$

- 4) удельный расход электроэнергии на 1 кг золота:

$$W_y = \frac{U_{\text{ср}}}{q_{\text{Au}} \times \eta_T};$$

$$U_{\text{ср}} = U_p \times 1,03;$$

$$W_y = \frac{1,4 \times 1,03}{2,45 \times 0,96} = 0,61 \text{ Вт} \times \text{ч / г Au} \text{ или } 0,61 \text{ кВт} \times \text{ч / кг Au}$$

- 5) выход по энергии:

$$\eta_{\text{э}} = \frac{1}{W_y}; \quad \eta_{\text{э}} = \frac{1}{0,61} = 1,64 \text{ кВт} \times \text{ч / кг Au}.$$

ПРИМЕР 4. Электролитическому рафинированию подвергается анодный сплав следующего состава, %:

Au – 90; Ag – 3; Pb – 2; Pt – 0,001; Pd – 0,001; Fe – 0,5; Cu – 0,5. Электролиз ведут в ванне объёмом 25 л. Количество анодов – 15, масса каждого – 2 кг. Выход анодного скрапа – 10%. Принимаем, что все примеси растворяются полностью. Содержание

золота в исходном электролите – 150 г/л. Катодный выход по току – 95 %. Сила тока на ванне – 2000 А.

Определить массу полученного на катоде золота, содержание золота и металлов-примесей в отработанном электролите после растворения анодов (при условии, что электролит не менялся по ходу электролиза) и установить необходимость смены электролита.

РЕШЕНИЕ:

$$1) \quad q_{Au} = 2,45; \quad q_{Ag} = 4,02; \quad q_{Cu} = \frac{63,54}{2 \times 26,8} = 1,185;$$

$$q_{Pb} = \frac{207,19}{2 \times 26,8} = 3,86;$$

$$q_{Pt} = \frac{195,09}{4 \times 26,8} = 1,82; \quad q_{Pd} = \frac{106,4}{2 \times 26,8} = 1,98;$$

$$q_{Fe} = \frac{55,8}{2 \times 26,8} = 1,042$$

2) удельный расход электричества на анодное растворение 1 г металла, А·ч/г:

$$\sigma_{Au} = \frac{1}{q_{Au}} = \frac{1}{2,45} = 0,408; \quad \sigma_{Au} = \frac{1}{q_{Ag}} = \frac{1}{4,02} = 0,248;$$

$$\sigma_{Cu} = \frac{1}{q_{Cu}} = \frac{1}{1,185} = 0,844; \quad \sigma_{Pb} = \frac{1}{q_{Pb}} = \frac{1}{3,86} = 0,259;$$

$$\sigma_{Pt} = \frac{1}{q_{Pt}} = \frac{1}{1,82} = 0,549; \quad \sigma_{Pd} = \frac{1}{q_{Pd}} = \frac{1}{1,98} = 0,505;$$

$$\sigma_{Fe} = \frac{1}{q_{Fe}} = \frac{1}{1,042} = 0,959$$

3) удельный расход электричества на растворение 1 г анодов, А·ч/г:

$$\sigma_a = \sigma_{Au} \times \beta_{Au} + \sigma_{Ag} \times \beta_{Ag} + \sigma_{Cu} \times \beta_{Cu} + \sigma_{Pb} \times \beta_{Pb} + \sigma_{Pt} \times \beta_{Pt} +$$

$$+ \sigma_{Pd} \times \beta_{Pd} + \sigma_{Fe} \times \beta_{Fe}$$

где β - содержание металлов в аноде, доли единиц.

$$\sigma_a = 0,408 \times 0,90 + 0,248 \times 0,03 + 0,844 \times 0,005 + 0,259 \times 0,02 +$$

$$+ 0,549 \times 0,00001 + 0,505 \times 0,000001 + 0,959 \times 0,005 = 0,388$$

4) доля электричества, затрачиваемого на растворение отдельных компонентов анода:

$$P_{Au}^{\circ} = \frac{\sigma_{Au} \times \beta}{\sigma_a}; \quad P_{Au}^{\circ} = \frac{0,408 \times 0,90}{0,388} = 0,95;$$

$$P_{Ag}^{\circ} = \frac{0,248 \times 0,03}{0,388} = 0,019; \quad P_{Cu}^{\circ} = \frac{0,844 \times 0,005}{0,388} = 0,011;$$

$$P_{Pb}^{\circ} = \frac{0,259 \times 0,02}{0,388} = 0,013; \quad P_{Pt}^{\circ} = \frac{0,549 \times 0,00001}{0,388} = 0,139 \times 10^{-4};$$

$$P_{Pd}^{\circ} = \frac{0,505 \times 0,1 \times 10^{-5}}{0,388} = 0,12 \times 10^{-5};$$

$$P_{Fe}^{\circ} = \frac{0,959 \times 0,005}{0,388} = 0,0124.$$

5) масса растворившегося анода:

$$2 \times 15 - 0,1(2 \times 15) = 27 \text{ кг}$$

$$\text{в том числе Au: } 27 \times 0,90 = 24,3 \text{ кг.}$$

6) средняя продолжительность растворения 24,3 кг золота анодов:
известно, что $m_{Au}^a = q_{Au} \times I \times \tau \times P_{Au}^{\circ}$, откуда:

$$\tau = \frac{m_{Au}^a}{q_{Au} \times I \times P_{Au}^{\circ}}; \quad \tau = \frac{24300}{2,45 \times 2000 \times 0,95} = 5,2 \text{ ч.}$$

7) масса золота, осаждающегося на катоде за 5,2 ч:

$$m_{Au}^k = q_{Au} \times I \times \tau \times \eta^k; \quad m_{Au}^k = 2,45 \times 2000 \times 5,2 \times 0,95 = 24,210 \text{ г.}$$

8) концентрация в отработанном электролите станет равной:

$$C_{Au}^{отр} = \frac{C^{исх} - (m_{Au}^a - m_{Au}^k)}{V};$$

$$C_{Au}^{отр} = 150 - \frac{24300 - 24100}{25} = 146,4 \text{ г/л.}$$

9) масса элементов примесей, растворившихся за 5,2 ч на анодах:

$$m_{Me}^a = q_{Me} \times I \times \tau \times P_{Me}^a; \quad m_{Ag}^a = 4,02 \times 2000 \times 5,2 \times 0,019 = 0,794 \text{ г}$$

Принимаем, что 100 % растворившегося Ag переходит в шлам в виде AgCl.

$$m_{Cu}^a = 1,185 \times 2000 \times 5,2 \times 0,011 = 136 \text{ г};$$

$$m_{Pb}^a = 3,86 \times 2000 \times 5,2 \times 0,013 = 522 \text{ г};$$

$$m_{Pt}^a = 1,82 \times 2000 \times 5,2 \times 0,139 \times 10^{-4} = 0,263 \text{ г}$$

$$m_{Pd}^a = 1,98 \times 2000 \times 5,2 \times 0,12 \times 10^{-5} = 0,0247 \text{ г}$$

$$m_{Fe}^a = 1,042 \times 2000 \times 5,2 \times 0,0124 = 134 \text{ г}.$$

10) состав отработанного электролита по примесям в случае отсутствия замены электролита будет следующим:

$$C_{Me}^{отр} = \frac{m_{Me}^a}{V};$$

$$C_{Cu}^{отр} = \frac{136}{25} = 5,4 \text{ г/л};$$

$$C_{Pb}^{отр} = \frac{522}{25} = 21 \text{ г/л};$$

$$C_{Fe}^{отр} = \frac{134}{25} = 5,4 \text{ г/л};$$

$$C_{Pt}^{отр} = \frac{0,263}{25} = 0,0105 \text{ г/л}; \quad C_{Pd}^{отр} = \frac{0,0247}{25} = 0,9 \times 10^{-3}.$$

11) сравниваем состав отработанного электролита по Au и примесям с техническими условиями и делаем соответствующие выводы. Электролит не годен к дальнейшему использованию, если концентрация Au в нём ниже 100 г/л, а концентрация примесей выше следующих пределов, г/л: Cu – 90; Pt – 50; Pd – 15; Pb–1,5; Te–4; Fe–2[2]. Концентрация Pb и Fe в отработанном электролите превышает допустимое содержание. Следовательно, электролит необходимо менять в ходе электролиза. Вывод о необходимости замены электролита свежим делают по результатам химического анализа. В процессе металлургических расчётов определяют ведущую примесь – тот металл, содержание которого раньше других достигнет предельно-допустимых концентраций в электролите.

Рассчитаем какое потребуется время электролиза ($\tau_{пдк}$) при заданных условиях для достижения ПДК по все элементам:

$$\tau_{пдк} = \frac{C_{пдк}^{Me}}{m_{Me} / (\tau \times V)} = \frac{C_{пдк}^{Me}}{C_{Me}^{отр} / \tau_{эл}};$$

$$\tau_{пдк}^{Cu} = \frac{90 \times 5,2}{5,4} = 86,67 \text{ ч};$$

$$\tau_{пдк}^{Pt} = \frac{50 \times 5,2}{0,0105} = 24761,9 \text{ ч};$$

$$\tau_{\text{ПДК}}^{\text{Pb}} = \frac{1,5 \times 5,2}{21} = 0,371 \text{ ч};$$

$$\tau_{\text{ПДК}}^{\text{Fe}} = \frac{2 \times 5,2}{5,4} = 1,926 \text{ ч};$$

$$\tau_{\text{ПДК}}^{\text{Pd}} = \frac{15 \times 5,2}{0,9 \times 10^{-3}} = 86666,67 \text{ ч};$$

$$\tau_{\text{ПДК}}^{\text{Au}} = \frac{C_{\text{исх}}^{\text{Au}} - C_{\text{ПДК}}^{\text{Au}}}{(m_{\text{Au}}^{\text{a}} - m_{\text{Au}}^{\text{k}}) / (V \times \tau)};$$

$$\tau_{\text{ПДК}}^{\text{Au}} = \frac{150 - 100}{(24300 - 24100) / (25 \times 5,2)} = 72,22 \text{ ч}.$$

Как видно из расчётов, ведущей примесью является Pb. ПДК её в электролизе достигается за 0,371 ч. Для поддержания концентрации Pb на необходимом уровне следует не реже, чем через 0,371 часа менять электролит. Состав отработанного, заменяемого через 0,371 ч, электролита будет следующим:

$$C_{\text{Me}}^{\text{отр}} = \frac{m_{\text{Me}}}{V} = \frac{q_{\text{Me}} \times I \times \tau_{\text{ПДК}} \times P_{\text{Me}}^2}{V};$$

$$C_{\text{Cu}}^{\text{отр}} = \frac{1,185 \times 2000 \times 0,371 \times 0,011}{25} = 0,39 \text{ г/л}$$

$$C_{\text{Pb}}^{\text{отр}} = \frac{3,86 \times 2000 \times 0,371 \times 0,013}{25} = 1,49 \text{ г/л}$$

$$C_{\text{Pd}}^{\text{отр}} = \frac{1,98 \times 2000 \times 0,371 \times 0,12 \times 10^{-5}}{25} = 0,007 \text{ г/л}$$

$$C_{\text{Pt}}^{\text{отр}} = \frac{1,82 \times 2000 \times 0,371 \times 0,131 \times 10^{-4}}{25} = 0,07 \text{ г/л}$$

$$C_{\text{Fe}}^{\text{отр}} = \frac{1,042 \times 2000 \times 0,371 \times 0,0124}{25} = 0,39 \text{ г/л}$$

ПРИМЕР 5. Рассчитать материальный баланс и состав продуктов электролитического рафинирования серебра. На электролиз поступает 100 кг анодов следующего состава, %: Ag – 90,5; Au – 5,0; Pd – 0,01; Pt – 0,01; Cu – 3,2; Pb – 0,5; Bi – 0,3; Se – 0,1; Te – 0,1. Объём электролита – 300л. Выход анодного скрапа – 15 %. В таблице 11 приведено распределение серебра и примесей из растворяющейся части анода между раствором, шламом и катодами; установленное на основе экспериментальных данных.

Таблица 5.1.

Распределение металлов по продуктам электролиза.

Продукт электролиза	Распределение металлов, %									
	Ag	Au	Pd	Pt	Cu	Pb	Bi	Se	Te	Прочие
Раствор	0	0,01	2	0,5	99,5	50	40	0,3	20	
Шлам	1	99,98	97,9	99,4	0,5	50	60	99,7	80	
Ag – катод	99	0,01	0,1	0,1	0	0	0	0	0	
ИТОГО	100	100	100	100	100	100	100	100	100	

РЕШЕНИЕ:

- 1) масса части анода, перешедшего в скрап: $100 \times 0,15 = 15$ кг;
- 2) масса анода, подвергающаяся электролитическому разложению: $100 - 15 = 85$ кг;
- 3) масса отдельных элементов анода, перешедших в скрап:

$$\text{Ag: } 15 \times 0,905 = 13,575 \text{ кг;}$$

$$\text{Au: } 15 \times 0,05 = 0,75 \text{ кг.}$$

Аналогично рассчитываем для других элементов и полученные значения заносим в таблицу 12 и одновременно выражаем их в процентах от исходной массы анода.

- 4) массы отдельных элементов анода, переходящих в электролит, шлам, катоды

Ag: - на катод	85	×	0,905	×	0,99	=	76,16	кг
- в шлам	85	×	0,905	×	0,01	=	0,77	кг.
Au: - на катод	85	×	0,05	×	0,0001	=	0,000425	кг
- в шлам	85	×	0,05	×	0,9998	=	4,25	кг
- в раствор	85	×	0,05	×	0,0001	=	0,000425	кг.

Аналогично рассчитываем для других элементов и данные расчётов сводим в таблицу 12.

Из таблицы 12 следует, что при рафинировании 100 кг анодов получают 76,16 кг катодного серебра.

- 5) состав продуктов электролиза:
 - а) состав скрапа аналогичен составу исходных анодов;
 - б) состав шлама

$$\text{Ag} = \frac{0,77}{5,79} \times 100 = 13,3\%; \quad \text{Au} = \frac{4,25}{5,79} \times 100 = 75,13\%;$$

$$\text{Pd} = \frac{0,0833}{5,79} \times 100 = 1,44\%; \quad \text{Pt} = \frac{0,008458}{5,79} \times 100 = 0,14\%;$$

$$\text{Cu} = \frac{0,0135}{5,79} \times 100 = 0,23\%; \quad \text{Pb} = \frac{0,2125}{5,79} \times 100 = 3,67\%;$$

$$\text{Bi} = \frac{0,1530}{5,79} \times 100 = 2,66\%; \quad \text{Se} = \frac{0,08235}{5,79} \times 100 = 1,42\%;$$

$$Te = \frac{0,068}{5,79} \times 100 = 1,18\% ; \quad \text{прочие} = \frac{0,152}{5,79} \times 100 = 0,87\% ;$$

в) состав раствора (при условии отсутствия обновления растворов)

$$Au = \frac{0,425}{300} = 0,00142 \text{ г/ л}; \quad Pt = \frac{0,042}{300} = 0,00014 \text{ г/ л};$$

$$Pd = \frac{1,7}{300} = 0,0566 \text{ г/ л}; \quad Cu = \frac{280,15}{300} = 0,987 \text{ г/ л};$$

$$Pb = \frac{212,5}{300} = 0,708 \text{ г/ л}; \quad Bi = \frac{102}{300} = 0,34 \text{ г/ л};$$

$$Se = \frac{2,65}{300} = 0,88 \text{ г/ л}; \quad Te = \frac{0,017}{300} = 0,00056 \text{ г/ л};$$

г) состав катодов

$$Ag = \frac{76,16}{76,1604} \times 100 = 99,9994\% ;$$

$$Au = \frac{0,000425}{76,1604} \times 100 = 0,0005\% ;$$

$$Pd = \frac{0,000085}{76,1604} \times 100 = 0,0001\% ;$$

$$Pt = \frac{0,0000085}{76,1604} \times 100 = 0,00001\% .$$

ИТОГО	% от массы анодов	90,5	5,0	0,1	0,01	3,2	0,5	0,3	0,1	0,1	0,18	100
	кг	90,5	5,0	0,1	0,01	3,2	0,5	0,3	0,1	0,1	0,18	100
В катоды	% от массы анодов	90,5	5,0	0,1	0,01	3,2	0,5	0,3	0,1	0,1	0,18	100
	кг	76,16	$425 \cdot 10^{-6}$	$85 \cdot 10^{-7}$	$85 \cdot 10^{-7}$	-	-	-	-	-	-	76,1604
В раствор	% от массы анодов	-	$425 \cdot 10^{-6}$	$17 \cdot 10^{-4}$	$42 \cdot 10^{-6}$	2,8015	0,2125	0,1020	0,00265	0,017	-	3,1378
	кг	-	$425 \cdot 10^{-6}$	$17 \cdot 10^{-4}$	$42 \cdot 10^{-6}$	2,8015	0,2125	0,1020	0,00265	0,017	-	3,1378
В шлам	% от массы анодов	0,77	4,25	$833 \cdot 10^{-4}$	$8458 \cdot 10^{-6}$	0,0135	0,2125	0,1530	0,08235	0,068	0,152	5,89210
	кг	0,77	4,25	$833 \cdot 10^{-4}$	$8458 \cdot 10^{-6}$	0,0135	0,2125	0,1530	0,08235	0,068	0,152	5,89210
В скрап	% от массы анодов	13,57	0,75	$15 \cdot 10^{-3}$	$15 \cdot 10^{-4}$	0,485	0,075	0,045	0,015	0,015	0,027	15
	кг	13,57	0,75	0,015	0,0015	0,485	0,075	0,045	0,015	0,015	0,027	15
Поступило	% от массы анодов	90,5	5,0	0,1	0,01	3,2	0,5	0,3	0,1	0,1	0,18	100
	Кг	90,5	5,0	0,1	0,01	3,2	0,5	0,3	0,1	0,1	0,18	100
Элемент	Ag	Au	Pd	Pt	Cu	Pb	Bi	Se	Te	Прочие	ИТОГО	

5.3. Расчёт при электрохимическом выделении золота из тиомочевинного элюата

ПРИМЕР 6. На участок выделения золота из раствора электролизом поступает в сутки 50 м³ тиомочевинного элюата с содержанием 2 г/л Au, 80 г/л Thio, 20 г/л H₂SO₄. Осаждение ведут в электролизёрах ЭУ-1 с катионитовыми мембранами с числом катодных камер - 10, эффективной поверхностью одного катода – 40 м². Катодный выход по току – 10 %. Напряжение на ванне – 4,6 В. Плотность тока – 25 А/м². Извлечение золота из раствора – 98 %.

Определить необходимое число электролизёров, удельный расход электроэнергии, выход по энергии, изменение состава католита.

РЕШЕНИЕ:

- 1) масса золота, поступающего с раствором (W) в электролизёры за сутки:

$$m_{Au} = W \times C_{Au}; \quad m_{Au} = 50 \times 2 = 100 \text{ кг};$$

- 2) масса золота, которая должна практически выделиться на катоде за сутки:

$$m_{пр} = m_{Au} \times E_{Au}; \quad m_{пр} = 100 \times 0,98 = 98 \text{ кг};$$

- 3) т.к. золото в тиомочевинном элюате присутствует в виде комплексного иона $[Au(thio)_2]^+$ и имеет степень окисления 1+, то:

$$q_{Au} = \frac{\mathcal{E}}{F} = \frac{196,962}{1 \times 26,8} = 7,35;$$

ток, потребляемый на восстановление золота на катоде:

$$I = \frac{m_{пр}}{q_{Au} \times \tau \times \eta_T^k}; \quad I = \frac{98000}{7,35 \times 24 \times 0,10} = 5555,5 \text{ А};$$

- 4) необходимая площадь катодов:

$$\sum S = \frac{I}{D}; \quad \sum S = \frac{5555,5}{25} = 222,2 \text{ м}^2;$$

- 5) необходимое число катодных камер (n):

$$n = \frac{\sum S}{S_{кат\ ода}}; \quad n = \frac{222,2}{40} = 5,55; \quad n = 16 \text{ камер};$$

- 6) необходимое число электролизёров (N):

$$N = \frac{n}{10} = \frac{6}{10} = 0,6 \text{ принимаем 1 электролизёр}$$

Расчёт числа электролизёров может быть выполнен и по массе осаждённого золота в одном электролизёре, как это показано в примере 3

7) удельный расход электроэнергии:

$$W_y = \frac{U_{cp}}{q_{Au} \times \eta_T}; \quad W_y = \frac{4,6}{7,35 \times 0,1} = 6,26 \text{ кВт} \times \text{ч} / \text{кг Au};$$

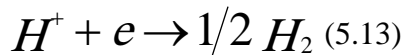
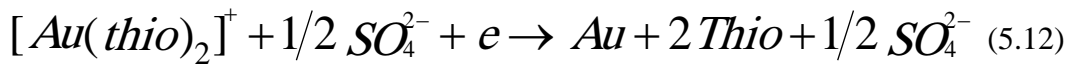
8) выход по энергии:

$$\eta_{\text{Э}} = \frac{1}{W_y}; \quad \eta_{\text{Э}} = \frac{1}{6,26} = 0,16 \text{ кг Au} / \text{кВт} \times \text{ч};$$

9) остаточное содержание золота в католите:

$$C_{Au}^{ост} = \frac{m - m_{пр}}{W}; \quad C_{Au}^{ост} = \frac{100 - 98}{50} = 0,04 \text{ кг} / \text{М}^3 \quad \text{или} \quad 0,04 \text{ г} / \text{л}$$

10) изменение концентрации серной кислоты и тиомочевины в католите происходит в результате протекания на катоде электрохимических реакций (5.12 – 5.13) и переноса тока через катионитовую мембрану за счёт диффузии ионов из анолита в католит:



При катодном выходе по току равным 10 % в случае прохождения 1 Фарадея на катоде восстановится 0,1 моль золота и 0,9 молей ионов водорода и при этом высвободится в соответствии с реакцией (5.12) 0,2 моля Thio и 0,05 молей ионов SO_4^{2-} . При прохождении через раствор 1 Фарадея из анолита в католит переходит 1 моль ионов H^+ , из 0,9 молей восстановится по реакции (5.13) и следовательно концентрация ионов H^+ в католите возрастет на 0,1 моль. Таким образом католит при электролизе обедняется по Au и обогащается по Thio и $H_2 SO_4$, причём при осаждении каждого моля Au в католите накапливается 2 моля Thio и 0,5 молей $H_2 SO_4$. В расчёт на весь объём перерабатываемого раствора и восстановленного Au увеличение количества тиомочевины в растворе составит:

$$196,967 \text{ г Au} - 2 \times 76 \text{ г Thio}$$

$$x = 75,63 \text{ кг}.$$

$$96 \text{ кг Au} - x \text{ кг Thio}$$

Концентрация тиомочевины в отработанном электролите станет равной:

$$80 + \frac{75,63}{50} = 81,51 \text{ г} / \text{л}.$$

Содержание серной кислоты в электролите повысится на следующую величину:

$$196,96 \text{ г Au} - 0,5 \times 98 \text{ г } H_2 SO_4$$

$$x = 24,38 \text{ кг}$$

$$98 \text{ кг Au} - x \text{ кг } H_2 SO_4$$

Концентрация серной кислоты в отработанном электролите будет равна:

$$20 + \frac{24,38}{50} = 20,49 \text{ г/л.}$$

Следовательно, состав отработанного электролита:

0,04 г/л Au; 81,51 г/л Thio; 20,49 г/л H_2SO_4 .

5.2 ЗАДАНИЯ ДЛЯ КОНТРОЛЬНОЙ РАБОТЫ

ЗАДАЧА 5.2.1

В электролизное отделение поступает анодный сплав определённого состава. Электролиз золота ведут в ваннах с рабочим объёмом 30 литров. В ванну загружают по 15 анодов массой 2 кг каждый и 18 катодов на одной штанге. Золото и все примеси анодного сплава электрохимически растворяются на 100 %. Содержание золота в электролите – $(140 + N)$ г/л. (Здесь N и далее – порядковый номер фамилии студента в групповом журнале). Суточная производительность отделения – $(100 + 10N)$ кг анодов в сутки. Состав анодного сплава, %: Au – $(90 + 0,1N)$; Ag – $(5 - 0,1N)$; Cu – $(1 + 0,1N)$; Pb – $(3 - 0,1N)$; Pt – 0,001; Fe – 0,01; S – 0,01. Выход анодного скрапа – $(10 + 0,5N)$ %. Катодный выход по току – 99 %. Плотность тока – $(1000 + 10N)$ А. Среднее напряжение на ванне 0,8 В.

Составить материальный баланс процесса. Определить: массу получаемого катодного золота, необходимое число ванн для обеспечения суточной производительности по анодам, удельный расход электроэнергии; состав отработанного электролита (по Au и примесям). Установить необходимость смены электролита и периодичность обновления. Недостающие дополнительные данные принимать самостоятельно по учебной литературе [1].

ЗАДАНИЕ 5.2.2

На золотоизвлекательной фабрике, работающей на технологии сорбционного выщелачивания с использованием смолы АМ-2Б на участок выделения золота из раствора поступает 120 м^3 тиомочевинного элюата с концентрацией золота – $(1,8 + 0,1N)$ г/л; тиомочевины – $(70 + 0,5N)$ г/л; серной кислоты – $(18 + 0,1N)$ г/л. Выделение золота ведут методом электролиза в электролизёрах марки ЭУ-1 с углеродными катодами и катионитовыми мембранами. Число катодных камер – 10. Число анодных камер – 11. Эффективная поверхность одного катода $(30 + 0,5N) \text{ м}^2$. Катодный выход по току – $(10 + 0,1N)$ %. Напряжение на ванне – 4,6 В. Плотность тока $(25 + 0,1N) \text{ А/м}^2$. Извлечение золота из раствора – $(96 + 0,1N)$ %.

Определить: необходимое число электролизёров, удельный расход электроэнергии, изменение состава католита.

Список литературы

1. Металлургия благородных металлов. Учебник для вузов / И.Н.Масленицкий, Л.В.Чугаев, В.Ф.Борбат и др. / Под ред. Л.В.Чугаева–2-е изд., перераб. и доп.- М.:Металлургия, 1987.-432 с.
2. Барченков В.В. Основы сорбционной технологии извлечения золота и серебра из руд.- М.:Металлургия, 1982.-128 с.
3. Шиврин Г.Н., Стрижко В.С. Технологические расчёты процессов и оборудования золотоизвлекательных заводов. КИЦМ.-Красноярск, 1976.-92 с.



**Негосударственное частное образовательное учреждение
высшего образования
«Технический университет УГМК»**

Кафедра обогащения полезных ископаемых

КОНТРОЛЬНАЯ РАБОТА

по дисциплине «Гидрохимические методы обогащения руд»

Магистрант: **Фамилия Имя Отчество**

Группа: Мо-1605з

Преподаватель: доцент Лобанов В.Г.

Направление подготовки: 22.04.02 Metallurgy

Название магистерской программы: «Обогащение и подготовка сырья к металлургической переработке»

Уровень высшего образования: магистратура

**г. Верхняя Пышма
2017г.**